

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**PLAN DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA HANSA EN LA MINA
COLOMBIA, CVG MINERVEN.
EL CALLAO, ESTADO BOLIVAR.**

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Br. Arcelus Salazar, José V.

Caracas, Junio de 2004

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**PLAN DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA HANSA EN LA MINA
COLOMBIA, CVG MINERVEN.
EL CALLAO, ESTADO BOLIVAR.**

**Tutor académico: Prof. Alex Villanueva.
Tutor industrial: Ing. .Abigail Morales.**

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Br. Arcelus Salazar, José V.

Caracas, Junio de 2004

Arcelus S. José V.

**PLAN DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA HANSA EN LA MINA
COLOMBIA, CVG MINERVEN.
EL CALLAO, ESTADO BOLIVAR.**

**Tutor académico: Prof. Alex Villanueva. Tutor industrial: Ing. Abigail Morales.
Tesis. Ciudad, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y
Geofísica. 2004, Pág. 193.**

Palabras claves: Mina, explotación, veta, oro, subterráneo.

Resumen. El objetivo principal de éste trabajo es elaborar el plan de explotación para el aprovechamiento de las reservas auríferas, cuantificadas en 115.466 toneladas de la veta Hansa al norte del dique Laguna, en el Nivel 2 de la Mina Colombia. La veta Hansa posee un rumbo cercano $N60^{\circ}E$ y buzamiento $32^{\circ}SE$, potencia de 4 m y tenores que varían de 10 a 15 gr/Ton. El aprovechamiento de los recursos de la veta Hansa se realizará por el método de cámaras y almacén, mediante el desarrollo de 215 m de la galería 270 Hansa. Las labores de preparación se realizarán con la excavación de estocadas de buzón de 6 m de longitud, 3.5 m de alto y ancho y ángulo de 35° con respecto a la galería de desarrollo, buzones de 2 m de alto y ancho, con longitud cercana a 3 m, estaciones de carga en la galería 270 Hansa de 4,5 m de ancho, 5 m de alto y 6 m de longitud. La explotación se realizará mediante la excavación de 11 cámaras de 15 m de ancho, 43 m de longitud y 4 m de alto; las cámaras estarán limitadas por pilares de 4 m de espesor con accesos de 3 m espaciados cada 8 m de pilar. Las cámaras se explotarán por el método de cámaras escalonadas y cámaras con chimenea central. Las reservas recuperables son 83.592,00 toneladas y debido a la dilución durante la explotación el tenor medio será de 10,5 gr/Ton. Se plantea la extensión de la infraestructura para el suministro de los servicios en la zona, la colocación de dos ventiladores auxiliares en el diseño de ventilación de la zona a intervenir. se estima que los costos operativos directos son 18,94 \$/Ton, levemente superior al promedio de toda la mina.

A Irune...

...Mi hija.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer a:

Mi madre y a mi padre, por su apoyo incondicional.

Alex Villanueva, por su especial dedicación.

Abigail Morales, por su ayuda y a la manera inefable de transmitir sus conocimientos.

Orlando Yori y a la División de Planificación de Minas C.V.G. MINERVEN.

Alonso Peña y al Departamento de Topografía C.V.G. MINERVEN, en especial a los compañeros topógrafos.

Orlando Gonzáles y al Departamento de Geología C.V.G. MINERVEN, Ana Graterol y Fredly Aray.

José Monsalve y a la Superintendencia de Minas C.V.G. MINERVEN, en especial a Salcedo y a Jesús Peña.

Farnklin Marcano, Eliros Peraza, Darío Salmerón, Camilo Torres, José Parra y a Luis Blandiny.

Rafael Carrillo, por su paciencia y amistad.

Kleillys Pino, por sus recordatorios.

Miriam Medina, por sus consejos y ayudas.

Carlos Carrillo, por su amistad y hospitalidad en El Callao, a Carlos López..

María Teresa y al Departamento de Minas U.C.V. en especial a todos los profesores y estudiantes.

Miriam Rozo, por su especial compañía.

ÍNDICE GENERAL

	PP
LISTA DE ILUSTRACIONES.	vii
LISTA DE TABLAS.	ix
INTRODUCCIÓN.	1
CAPÍTULO I.- GENERALIDADES.	3
1.1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.	3
1.2.- OBJETIVOS.	4
1.2.1.- Objetivo General.	4
1.2.2.- Objetivos Específicos.	5
1.3.- JUSTIFICACIÓN.	6
CAPÍTULO II.- ANTECEDENTES DE LA EMPRESA.	8
2.1.- RESEÑA HISTÓRICA.	8
2.2.- FILOSOFÍA DE LA EMPRESA.	10
2.2.1.- Visión.	10
2.2.2.- Misión.	11
2.2.3.- Principios y Valores.	11
2.3.- OPERACIONES MINERAS.	11
2.3.1.- Arranque.	17
2.3.2.- Acarreo.	17
2.3.3.- Extracción.	18
CAPÍTULO III.- MARCO TEÓRICO.	19
3.1.- CONCEPTOS BÁSICOS.	19
3.2.- MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.	21
3.2.1.- Minería a Cielo Abierto.	21
3.2.2.- Minería Subterránea.	22
3.3.- OPERACIONES BÁSICAS Y AUXILIARES.	40
CAPÍTULO IV.- GEOLOGÍA DEL ÁREA DE ESTUDIO.	43

4.1.- GEOLOGÍA DE LA ZONA.	43
4.1.1.- Geología Regional.	43
4.1.2.- Geología Local.	48
4.1.3.- Tipos de Deformación.	51
4.1.4.- Geología Estructural.	52
4.1.5.- Secuencia Litoestratigráfica de la Mina Colombia.	55
4.1.6.- Depósitos Minerales.	61
4.2.- DESCRIPCIÓN DE LA VETA HANSA.	65
4.2.1.- Análisis Litológico.	67
4.2.2.- Análisis Geológico.	69
4.3.- EVALUACIÓN DE LOS RECURSOS.	72
CAPÍTULO V.- DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN.	78
5.1.- SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	80
5.2.- DISEÑO DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN.	81
5.2.1.- Dimensiones de Cámaras y Pilares.	81
5.2.2.- Definición de Bloques de Explotación.	84
5.3.- PREPARACIÓN Y DESARROLLO MINERO.	88
5.3.1.- Desarrollo en Veta Hansa.	90
5.3.2.- Preparación en la Veta Hansa.	93
5.4.- RESERVAS RECUPERABLES.	103
5.4.1.- Reservas Explotables por Cámara.	103
5.5.- DILUCIÓN.	107
5.5.1.- Estimación del Tenor Real.	110
CAPÍTULO VI.- INFRAESTRUCTURA Y EQUIPOS.	112
6.1.- SERVICIOS AUXILIARES.	112
6.1.1.- Suministro de Energía Eléctrica.	112
6.1.2.- Suministro de Agua de Servicio.	113
6.1.3.- Suministro de Aire Comprimido.	114
6.2.- SELECCIÓN DE EQUIPOS.	115
6.2.1.- Características de los equipos.	115

6.2.2.- Utilización de los Equipos de Carga y Acarreo.	127
CAPÍTULO VII.- RITMO DE PRODUCCIÓN.	130
7.1.- CICLO DE LAS OPERACIONES.	130
7.1.1.- Tiempo de Perforación y Voladura.	131
7.1.2.- Tiempo de Riego y Cuña.	133
7.1.3.- Tiempo de Acarreo.	134
7.2.- ESQUEMA Y SECUENCIA DE LA EXPLOTACIÓN.	137
7.2.1.- Esquema de la Explotación.	138
7.2.2.- Secuencia de la Explotación.	146
7.3.- CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN.	159
CAPÍTULO VIII.- VENTILACIÓN.	161
8.1.- CIRCUITO DE VENTILACIÓN ACTUAL.	161
8.2.- REQUERIMIENTO DE AIRE.	164
8.2.1.- Según Número de Personas.	165
8.2.2.- Según la Cantidad de Equipos Diesel en Uso.	166
8.2.3.- Por Consumo de Explosivos.	168
8.3.- DISEÑO DE LA VENTILACIÓN.	171
CAPÍTULO IX.- ESTIMACIÓN DE COSTOS.	176
9.1.- COSTOS ESTÁNDARES.	176
9.1.1.- Costos Estándares de la Perforación Manual.	176
9.1.2.- Costos Estándares de Carga y Acarreo.	177
9.1.3.- Costos Estándares por Voladuras.	179
9.1.4.- Costos Estándares de la Mano de Obra.	181
9.1.5.- Costos Estándares de Ventilación y Extracción de Material.	182
9.2.- ESTIMACIÓN DEL COSTO DE LA EXPLOTACIÓN.	183
CAPÍTULO X.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	186
10.1.- CONCLUSIONES.	186
10.2.- RECOMENDACIONES.	189
BIBLIOGRAFÍA.	191
ANEXOS.	193

LISTA DE ILUSTRACIONES

	pp
Ilustración 3.1: Esquema del método de explotación cámaras y pilares.	25
Ilustración 3.2: Método de explotación cámaras y pilares.	31
Ilustración 4.1: Provincias geológicas del escudo Guayana.	44
Ilustración 4.2: Geología de la zona.	47
Ilustración 4.3: Disposición espacial de la veta Hansa niveles 1 y 2.	66
Ilustración 4.4: Sondeos realizados para la evaluación de la veta Hansa.	67
Ilustración 4.5: Modelo geológico de la veta Hansa.	70
Ilustración 4.6: Modelo de bloque de la veta Hansa.	71
Ilustración 4.7: Histograma de valores de tenores (98% percentil).	74
Ilustración 4.8: Variograma para la veta Hansa Norte del dique Laguna.	75
Ilustración 5.1: Ubicación en la mina de la zona en estudio.	79
Ilustración 5.2: Ubicación de la zona en estudio.	80
Ilustración 5.3: Bosquejo de un bloque de explotación.	82
Ilustración 5.4: Esquema de cámaras y pilares.	84
Ilustración 5.5: Esquema de ventilación dentro de las cámaras.	85
Ilustración 5.6: Determinación de los bloques de explotación.	87
Ilustración 5.7: Dimensiones entre bloques de explotación.	88
Ilustración 5.8: Sección transversal galería de desarrollo.	90
Ilustración 5.9: Desarrollo para la explotación de la veta Hansa.	91
Ilustración 5.10: Patrón de voladura para galería de desarrollo.	92
Ilustración 5.11: Esquema del tipo de estocada.	94
Ilustración 5.12: Patrón de voladura para estocada de buzón.	95
Ilustración 5.13: Labores de preparación minera.	96
Ilustración 5.14: Patrón de voladura para buzones.	96
Ilustración 5.15: Bosquejo de la Yee de buzón.	97
Ilustración 5.16: Patrón de voladura para chimeneas.	98

Ilustración 5.17: Vista en planta del esquema de una chimenea central.	98
Ilustración 5.18: Esquema de accesos entre cámaras de explotación.	99
Ilustración 5.19: Esquema de estación de carga.	101
Ilustración 5.20: Ubicación de estación de carga.	101
Ilustración 5.21: Esquema de ubicación de la estación de rastrillo.	102
Ilustración 5.22: Diseño de explotación final para la veta Hansa Norte del dique Laguna.	104
Ilustración 5.23: Diseño de cámaras y orientación de las secciones.	105
Ilustración 6.1: Esquema del cargador TORO 301-DL.	119
Ilustración 6.2: Esquema del cargador WAGNER ST-2D.	120
Ilustración 6.3: Esquema del cargador WAGNER ST-3.5.	122
Ilustración 6.4: Esquema del camión WAGNER MT-420.	124
Ilustración 6.5: Ventilador SPENDRU S-450.	127
Ilustración 7.1: Esquema de la zona Este de explotación.	138
Ilustración 7.2: Esquema de la zona Oeste de explotación.	139
Ilustración 7.3: Esquema de las cámaras escalonadas.	142
Ilustración 7.4: Detalle del cuele para frentes de cámaras escalonadas.	142
Ilustración 7.5: Esquema de cámaras con chimenea central.	144
Ilustración 7.6: Detalle del cuele para chimenea central.	145
Ilustración 7.7: Fases de la etapa de desarrollo de la veta Hansa.	149
Ilustración 7.8: Esquema de las fases de la etapa de producción.	153
Ilustración 7.9: Cronograma de disparos en la etapa de desarrollo.	158
Ilustración 7.10: Cronograma de disparos en la etapa de producción.	158
Ilustración 7.11: (Cont.) Cronograma de disparos en la etapa de producción.	159
Ilustración 8.1: Circuito de la corriente de aire en Hansa norte de dique.	163
Ilustración 8.2: Diseño final del circuito de ventilación.	172
Ilustración 8.3: Esquema de la ventilación de las cámaras de explotación.	173

LISTA DE TABLAS

	pp
Tabla 3.1: Clasificación de los métodos de explotación subterránea.	23
Tabla 5.1: Resultado del análisis de las secciones realizadas a la veta Hansa.	106
Tabla 5.2: Reservas recuperables por cámaras de explotación.	107
Tabla 5.3: Tenores de dilución por cámaras de explotación.	111
Tabla 6.1: Determinación de la disponibilidad mecánica, física y de la utilización efectiva de los equipos de carga y acarreo.	129
Tabla 7.1: Tiempo de perforación de los frentes de trabajo.	131
Tabla 7.2: Tiempo de carga de explosivos y voladura de los frentes.	132
Tabla 7.3: Tiempo total de perforación y voladura en los frentes de trabajo.	133
Tabla 7.4: Tiempo de riego y cuña en los frentes de trabajo.	134
Tabla 7.5: Tiempo de acarreo en la galería 270 Hansa.	135
Tabla 7.6: Característica del acarreo en la galería 270 Hansa.	136
Tabla 7.7: Material arrancado por frente de trabajo.	137
Tabla 7.8: Tiempo de operaciones por disparo en frente de trabajo.	137
Tabla 7.9: Comparación entre patrones de perforación y voladura de cámaras escalonadas y cámaras típicas.	143
Tabla 7.10: Características de la perforación de las cámaras con chimenea central.	146
Tabla 7.11: Avance y toneladas por disparo en frente de trabajo.	147
Tabla 7.12: Tiempo de ejecución de los ciclos por frente de trabajo.	147
Tabla 7.13: Características de las fases de la etapa de desarrollo.	150
Tabla 7.14: Número de disparos planificados en la etapa de desarrollo.	152
Tabla 7.15: Características de las fases de la etapa de producción de la zona Este.	154
Tabla 7.16: Número de disparos planificados en la etapa de producción.	157
Tabla 8.1: Cálculo de caudales de aire en los niveles 1 y 2.	163

Tabla 8.2: Cálculo de la cantidad de aire según el número de personas.	166
Tabla 8.3: Característica de los equipos Diesel.	167
Tabla 8.4: Caudal de aire requerido según equipos Diesel en uso.	168
Tabla 8.5: Cantidad de explosivos por frente de explotación.	170
Tabla 8.6: Caudal total requerido por consumo de explosivo.	170
Tabla 8.7: Caudal de aire según el requerimiento.	171
Tabla 9.1: Costo horario estándar de los equipos de carga.	178
Tabla 9.2: Costo horario estándar de los equipos de acarreo.	179
Tabla 9.3: Costo de explosivos y accesorios para voladura por disparo según frente de explotación.	180
Tabla 9.4: Costo de voladura por tonelada arrancada según frente de explotación.	180
Tabla 9.5: Salario integral asignado por cargo.	181
Tabla 9.6: Costo total de la mano de obra en la perforación, voladura, carga y acarreo.	182
Tabla 9.7: Costo de ventilación primaria, secundaria y extracción de material.	182
Tabla 9.8: Costos generados durante la secuencia de explotación.	183
Tabla 9.9: Costos generados durante la secuencia de explotación (Cont).	184

INTRODUCCIÓN

Entre las empresas que realizan operaciones de gran minería en Venezuela destaca CVG MINERVEN, en el Distrito Aurífero de El Callao, Estado Bolívar. Actualmente la empresa, fundada en 1970, alcanza una producción de 700 toneladas por día de mineral aurífero proveniente de la Mina Colombia cuya explotación se realiza bajo los métodos de “Cámaras y Pilares” y “Cámaras y Almacén”; la mina tiene 480 metros de profundidad y cuenta con seis niveles de explotación, que se encuentran en etapa de producción, y un nivel (#7) que hasta ahora es donde se realiza la carga de material para su extracción a superficie.

Éste trabajo se circunscribirá a un área específica del yacimiento, la veta Hansa en el Nivel 2 de la Mina Colombia, para obtener los parámetros de diseño de la explotación y formular el plan de producción, con el fin de establecer la óptima y eficiente recuperación de sus reservas de mineral.

Así mismo, el estudio planteado presenta el diseño de las cámaras de explotación para recuperar tales reservas y se plantea el sistema de ventilación más adecuado para la zona. También éste trabajo formula una eficiente secuencia de operaciones con los ciclos estimados de trabajo: perforación, voladura, riego y cuña, carga y acarreo, los desarrollos de los servicios de infraestructura para las labores de mina y se estimarán finalmente los costos operativos de explotación mineral.

El presente trabajo está 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 de éste trabajo. Luego se

exponen los antecedentes y características de la empresa y el marco teórico del trabajo, que muestran las bases teóricas que se utilizaron para la realización de los análisis en éste trabajo.

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

Finalmente en los capítulos finales se presentan las características técnicas para la explotación de las reservas minerales, el esquema y secuencia de las actividades para la determinación el ritmo y la capacidad de producción. El trabajo concluye con la estimación de los costos operativos directos generados en la explotación de los recursos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

Debido a las reservas remanentes en el Nivel 2 cuantificadas en 115.466 Ton y con tenores que varían de 10 a 15 gr/Ton, pertenecientes a la veta Hansa de la Mina Colombia, la empresa CVG MINERVEN se ha planteado la conveniencia llevar a cabo su explotación bajo el concepto del método de explotación de cámaras y almacén.

Actualmente se han realizado excavaciones de acceso a la veta Hansa, en el sector norte del Dique Laguna. La galería base, excavada de manera paralela al rumbo de la veta, está situada por debajo de dicha veta, a fin de facilitar el diseño de las cámaras de explotación para la mejor recuperación de las reservas.

Por otra parte, debido a las labores de arranque, carga y acarreo que se realizan en el desarrollo de la zona se crea un ambiente viciado debido a los gases de las voladuras y el humo de escape de los equipos diesel de carga y acarreo, por esta razón es necesario el diseño de la ventilación para las fases de preparación y explotación de esta zona.

Además, en consideración la implementación de ciclos de operaciones eficientes va a garantizar el incremento de la productividad, razón por la que se necesitan los estudios sobre los requerimientos de personal, esquema operativo de

trabajo y de la flota de equipos para asegurar la adecuada aplicación del proyecto de explotación.

Entonces, para lograr una productividad óptima en el lapso que sea establecido, se hace necesario determinar el diseño de los ciclos de trabajo y la secuencia de explotación, aspectos que constituyen un punto fundamental a desarrollar en el proyecto de explotación del área que se desarrolla en éste estudio.

Para las labores de explotación se debe desarrollar los sistemas de servicios: agua de servicio, aire comprimido, línea de disparo, etc., diseñados de forma tal que no obstaculicen las labores de preparación que se realizarán en los bloques de explotación y también permita llevar a cabo las operaciones de producción, por esta razón éste estudio incluye también el diseño de tales servicios de mina en la zona en referencia.

1.2.- OBJETIVOS.

1.2.1.- Objetivo General.

Elaborar el plan de explotación para el aprovechamiento del mineral aurífero de la veta Hansa al norte del Dique Laguna, en el Nivel 2 de la Mina Colombia de la empresa CVG MINERVEN, para obtener una mayor recuperación de las reservas minerales de manera productiva, segura, eficiente y con el mayor beneficio económico.

1.2.2.- Objetivos Específicos.

- Evaluar las estructuras geológicas presentes en la zona, específicamente al norte del Dique Laguna.
- Evaluar los recursos geológicos presentes en la veta Hansa, entre los niveles 1 y 2.
- Analizar los diferentes métodos de explotación subterránea.
- Seleccionar y diseñar el método de explotación más adecuado para obtener la mayor recuperación posible del yacimiento al más bajo costo de producción.
- Determinar las reservas recuperables según el método seleccionado.
- Determinar los equipos apropiados para llevar a cabo las labores de explotación.
- Evaluar los servicios de infraestructura existentes en la mina y establecer los nuevos requerimientos.
- Evaluar los servicios de mina, tales como ventilación, agua de servicio, aire comprimido, energía eléctrica y vías de acceso.
- Establecer los requerimientos de personal, esquema de operaciones, secuencia de explotación, ciclos de trabajo y el ritmo de producción.
- Estimar los costos de operación de la explotación de las reservas a intervenir.

1.3. JUSTIFICACIÓN.

Se ha mencionado que éste trabajo tiene el propósito principal de elaborar el plan de explotación para recuperar las reservas de la veta Hansa de manera segura, óptima y eficiente, con la mayor rentabilidad económica posible, además de prever y dar respuesta a todos los inconvenientes que se puedan presentar en la ejecución de la explotación de dichas reservas.

La empresa tiene estimada una producción de la Mina Colombia de 250.000 toneladas de mineral para el año 2004. En éste contexto la explotación de las reservas ubicadas en la veta Hansa, en el nivel 2 de la mina, permitirá el aporte de material para complementar la meta de producción de oro estimada para dicho año.

Las muestras de canal recolectadas en las galerías 270 W/H y 270 E/H, que constituyen la galería base para la explotación de la veta Hansa, muestran un tenor por debajo del esperado debido a que la galería está dispuesta espacialmente por debajo de la veta, en cambio los sondeos realizados estiman un tenor de 10 a 15 gr/Ton.

Dado que el propósito de ésta investigación es plantear los lineamientos y herramientas técnicas más convenientes para tener acceso a las reservas y explotarlo con el mayor aprovechamiento, bajo una adecuada planificación de la explotación, sustentada en un proyecto evaluado exhaustivamente, se estima que éste estudio representa un importante aporte para el logro del mayor beneficio económico de la minería que se lleva a cabo en Minerven.

Así entonces la empresa estaría beneficiada con esta investigación, ya que se da respuesta apropiada al problema de acceso a la veta Hansa y la explotación de éstas reservas se podrán llevar a cabo anticipándose a los problemas técnicos, con el soporte de una adecuada infraestructura de servicios, suficiente para asegurar la operación sin dilapidar recursos materiales, para la máxima recuperación de recursos y el mayor beneficio económico.

CAPITULO II

ANTECEDENTES DE LA EMPRESA

2.1.- RESEÑA HISTÓRICA.

De acuerdo con J.R. Mowat & Associates LTD (The Callao Intermediate Phase Program Ore Reserve Assessment, 1969), 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 adquirió 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 trajo como consecuencia la suspensión de las actividades debido a la contracción económica y a lo difícil de 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 de allí se realizó el desarrollo de las vetas América y Colombia. La producción total fue de 1.888 toneladas con un tenor de 11 gr / ton. Posteriormente dicha empresa termina sus operaciones en 1950.

En 1953 se fundó la Empresa Minas de Oro del Callao C.A. (MOCCA), quien emprendió el reacondicionamiento y funcionamiento de la mina hasta 1965. Durante

el período del 1966 al 1969, todas las operaciones estaban controladas directamente por el Ministerio de Minas e Hidrocarburos (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 constituyó 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 M.M.H. otorgó a MINERVEN el 9 de enero de 1973 y 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.

A mediados de 1974 la Corporación Venezolana de Fomento adquirió la totalidad de las acciones de la Compañía y C.V.G. MINERVEN paso 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 C.V.G. FERROMINERA, obtuvo el 75% de las acciones de la Empresa.

En 1994 C.V.G. MINERVEN se fusionó con C.V.G. VENORCA, de la cual para el año de 1987 contaba con el 55% de las acciones.

En la ilustración 2.1 se muestran las concesiones otorgadas a la empresa CVG Minerven, para la explotación de material aurífero.

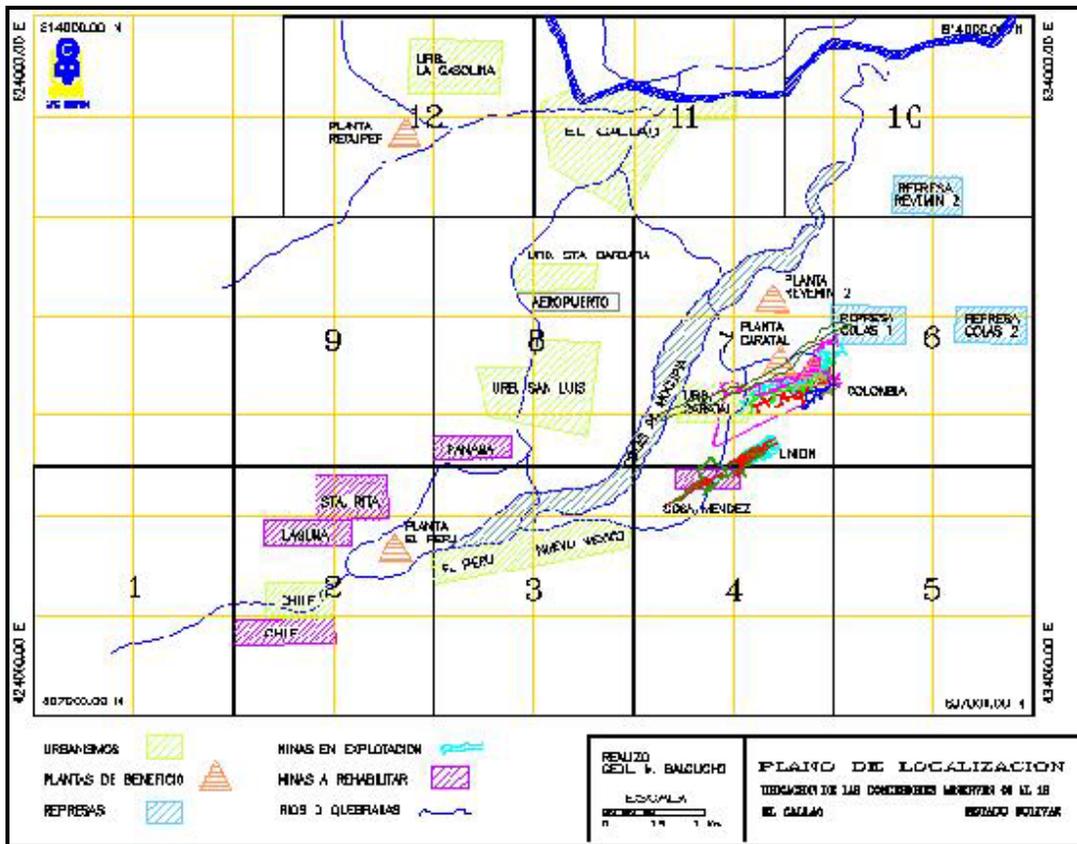


Ilustración 2.1: Mapa de ubicación de las 12 concesiones otorgadas a CVG Minerven.

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

2.2.- FILOSOFIA DE LA EMPRESA.

2.2.1.-VISIÓN.

Organización líder en la industria venezolana del oro y promotora del desarrollo minero de la región. Para contribuir y mejorar la calidad de vida de las comunidades. En armonía con el medio ambiente.

2.2.2.-MISIÓN.

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

2.2.3. PRINCIPIOS Y VALORES.

Capacitación, competitividad, excelencia, honestidad, ética, lealtad, sensibilidad social, responsabilidad en la gestión.

2.3.- OPERACIONES MINERAS.

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, transporte de materiales, herramientas, equipos, extracción de la producción y entrada del aire fresco. El Pozo principal tiene una excavación de 479 m de profundidad y su collar se ubica a 187.4 m.s.n.m. Su diámetro de excavación es de 5.08 m, siendo su diámetro útil 4.0 m.

Los primeros 30 m de excavación del pozo se encuentran recubiertos de concreto, con la finalidad de darle estabilización a la zona meteorizada de roca próxima a superficie y sobre la cual yace la estructura metálica que constituye el Castillete. Por debajo de dicha profundidad el pozo cuenta con 34 anillos de concreto

de 1 m de alto por 0.5 m de espesor, los cuales soportan alrededor de 120 toneladas de estructuras metálicas para el sistema de guiado de los skips.

El pozo cuenta con dos compartimentos de 2.00 m x 1.10 m por donde se desplazan los skips, dos compartimentos para los servicios auxiliares de agua, aire, electricidad, etc. y una sección para las escaleras de emergencia.

Para el año 1996 se culminó la Rampa de acceso desde superficie hasta el nivel uno (1) con un recorrido de 1.496 m. y una pendiente promedio de 10.20%, la cual ha permitido facilitar la comunicación entre la mina y superficie y mejorar la entrada de aire fresco a la mina (ver ilustración 2.2).

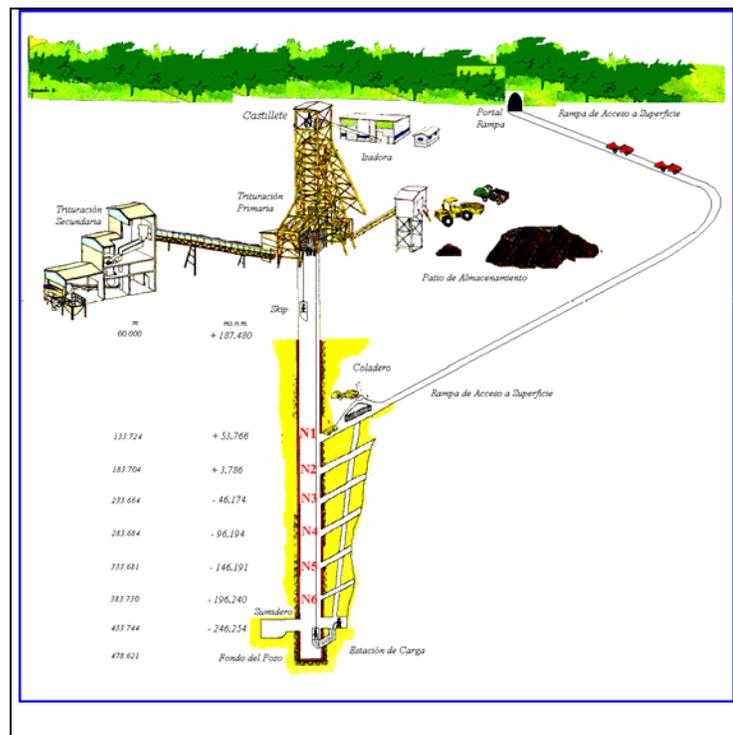


Ilustración 2.2: Vista general del Pozo Colombia (MINERVEN I)

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

La mina se encuentra dividida en siete (7) niveles. El primer nivel se encuentra a 133 m. del collar del pozo y los otros 6 niveles se ubican a intervalos de 50 m.

En cuanto a la ventilación de la mina, el aire viciado es extraído por medio de dos pozos auxiliares: Pozo Mocupia (MINERVEN II) y Pozo América. El primero se encuentra ubicado al este de la mina y el segundo al oeste de la misma. Cada uno tiene una profundidad de 130m aproximadamente, lo cual implica que dichos pozos sólo alcanzan el nivel 1 de la mina ubicado a 133m de profundidad medidos a partir del collar del pozo principal (ver ilustración 2.3).

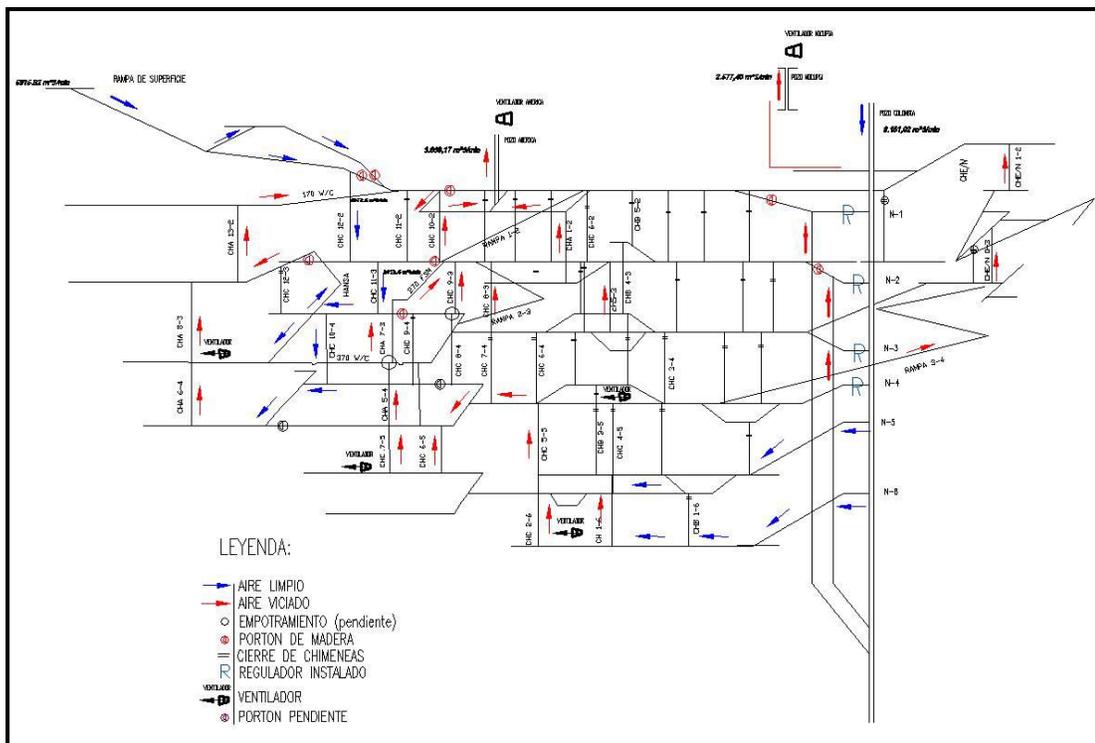


Ilustración 2.3: Sistema de ventilación en la Mina Colombia.

Fuente: Div. Planificación de Minas CVG Minerven.

El desarrollo de la Mina Colombia a partir del pozo principal se hace 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 de sección son de 4,00 m x 3,5 m. Luego los cruceros continúan como galerías de desarrollo, las cuales tienen el propósito de constituir los accesos principales a los bloques de explotación y también se aprovechan para reclasificar las reservas calificadas inicialmente como probables, estimadas a partir de sondeos previos de la exploración, a reservas probadas.

Estas galerías se construyen en dirección del rumbo de la veta. Las características geométricas de la sección son de 4.50 m x 3.80 m, definidas en función de 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.

Dentro de las labores de desarrollo se encuentran las chimeneas, las cuales son vías de comunicación vertical o inclinadas de sección reducida (2,00m x 2,00 m) que comunican la excavación subterránea (niveles, subniveles, etc.). Dependiendo de su utilidad dentro de la mina se pueden clasificar 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.
- Chimenea vertical o inclinada $>60^\circ$, (coladero) que sirven para el transporte de la Mena y el estéril hasta la estación de carga.

Las labores de preparación de los bloques de explotación complementan el desarrollo y se construyen para definir los frentes de explotación y puntos de carga de la Mena. A continuación se presentan de forma detallada cada una de ellas (ver ilustración 2.4).

- ***Bloque de Explotación:*** un bloque de explotación es aquel volumen de mineral que puede ser recuperado con beneficio económico. Está definido por 80 m de desarrollo, dos (02) galerías principales en veta, cuatro (04) cámaras y cuatro (04) hileras de pilares.
- ***Estocadas de buzón:*** son galerías de accesos que comunican la cámara con el nivel de transporte y sirven como almacén para el mineral que es arrancado y cae libremente, o arrastrado con el uso de rastrillos del frente de la cámara a la galería, facilitando la carga del mismo. Se construyen parte en mineral y parte en estéril. Poseen aproximadamente de 5m a 10 m de longitud y sus dimensiones son de 4.0 m x 3,2 m.

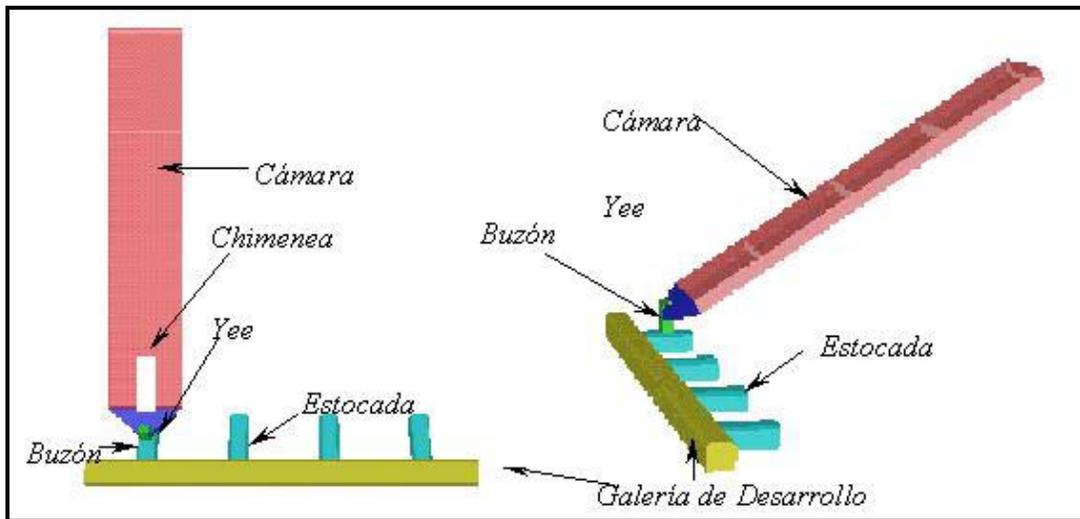


Ilustración 2.4: Conformación de un bloque de explotación.

Fuente: Div. Planificación de Minas CVG Minerven.

- **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 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 a la cámara de explotación. Se utiliza como acceso entre las cámaras. Sus dimensiones 2,5 m x 2,5 m y 7,0 m de longitud.
- **Accesos:** son labores que comunican las cámaras de explotación. Su longitud es de 4,00 m y sus dimensiones 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 y facilitar el transporte del mineral de la cámara a la galería. Tiene una sección de 2,50 m x 2,50 m.

2.3.1.- ARRANQUE.

El método de explotación utilizado en la mina es el de Cámaras y Pilares (*Room and Pillar*). El arranque del mineral y del estéril se realiza de forma convencional con el empleo de perforación y voladura. La perforación se realiza con máquinas manuales neumáticas y un equipo mecanizado (Jumbo). Se utilizan patrones de perforación en paralelo. El tipo de cuele empleado es el cuele quemado (burn cut). En cuanto a los explosivos, los más utilizados en la mina son el venagel 60% (Dinamita) en tres dimensiones; 26x200. 32x200 y 38x400 y el Nitrato de Amonio (ANFO) utilizados en la mina.

2.3.2.- ACARREO.

El material arrancado es acarreado a través de la mina por medio de equipos de carga y descarga LHD (load, haul, dump). El material es vertido por los coladeros de la mina, coladero norte y coladero sur, ambos en las cercanías del pozo de extracción (Este). El coladero Norte comienza en el nivel 1 y es subvertical y el coladero Sur comienza en el nivel 2 y es vertical. Ambos coladeros terminan en el nivel 7, de modo que el material a través de ellos llega a una parrilla de clasificación en el nivel 7, para luego pasar a llenar las tolvas subterráneas que constituyen la estación de carga de los skips, ubicada 10 m más abajo del Nivel 7.

2.3.3.- EXTRACCIÓN.

El material que se encuentra en la estación de carga por debajo del Nivel 7 es transportado hasta superficie por medio de jaulas o Skips, éstas jaulas además transportan el personal y son izadas por el Pozo principal por medio de sistemas de Guayas, poleas y motor ubicados en el Castillete y en la Izadora.

Una vez cargado los skips (4.5 ton) son izados hasta superficie y descargados sobre otra tolva que yace en la estructura del Castillete. De ésta, se alimenta la trituradora primaria, dando inicio al beneficio del mineral aurífero.

La Mina Colombia cuenta con un sistema de rampas de acceso, las cuales se han excavado en estéril, mineral o se han construido a partir de corte y relleno dentro de las antiguas labores abandonadas. Tienen una pendiente promedio de 14% y cumplen la función de conectar los niveles de la mina para el transporte del personal, equipos y explosivos, así como también para acceder a las reservas ubicadas entre los niveles. En la actualidad hay rampas de acceso desde superficie hasta el nivel 5 y están en construcción las rampas del Nivel 5 al Nivel 6 y del Nivel 6 al Nivel 7.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1.- CONCEPTOS BÁSICOS.

La minería consta de todos aquellos procesos y actividades que están relacionadas con la extracción de minerales desde su ambiente natural y el transporte al lugar de procesamiento o de uso; ésta tiene el objetivo de poner a disposición de la sociedad las materias primas minerales que necesita.

La minería es una industria de capital intensivo, de grandes inversiones y poco personal de empleo, además de ser una industria de alto riesgo, riesgo económico por la incertidumbre de precios con respecto a los precios del mineral en el mercado y riesgo político por nacionalizaciones y expropiaciones.

Como se mencionó anteriormente la minería consiste en la extracción de minerales, se entiende como “mineral” toda aquella sustancia de ocurrencia natural que generalmente es inorgánica, de composición química y características específicas. Estos minerales se encuentran en las “rocas”, las cuales se definen como un agregado de minerales y se clasifican por la composición mineralógica y factores tales como la textura y origen.

La “mina”, que no es mas que una excavación realizada en la tierra para la extracción de minerales con propósitos de beneficios económicos, produce la “Mena”, que es en términos prácticos un agregado de minerales, con suficiente utilidad y valor económico para ser extraído de manera rentable. Las menas están

compuestas por minerales valiosos y minerales sin valor, estos últimos son llamados “ganga”. Las menas se clasifican desde el punto de vista comercial en: menas metálicas, No metálicas y energéticas. Los materiales extraídos, compuestos de gangas o minerales sin valor son llamados “escombros”.

En todo momento se debe tener bien definida la diferencia entre depósito mineral y yacimiento, ya que ambos se refieren a que son una ocurrencia geológica de minerales en forma relativamente concentrada, pero la diferencia es que el yacimiento es susceptible de extracción con beneficio económico.

Las etapas de la vida de una mina son:

- *Prospección*: Búsqueda de yacimientos, prospección directa e indirecta, ubicación de sitios favorables, estudios de observación aérea, estudios de superficie y evaluación de anomalías.
- *Exploración*: Evaluación de yacimientos (técnica y económica), Muestreo y ensayos, valorización del yacimiento y estudio de factibilidad.
- *Desarrollo*: Apertura y preparación, adquisición de derechos mineros, permiso minero y ambiental, construcción de accesos, construcción de plantas e infraestructuras y adquisición de equipos mineros.
- *Explotación*: Extracción, producción, factores de selección del método, métodos de explotación y costos de producción.
- *Cierre de Minas*: Procesos de restauración y recuperación ambiental.

3.2.- MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.

Los métodos de explotación minera se pueden clasificar según la profundidad que se encuentra el cuerpo mineralizado, los métodos se clasifican en métodos de explotación a cielo abierto y métodos subterráneos.

3.2.1.- MINERÍA A CIELO ABIERTO.

La minería a cielo abierto abarca las formas más variadas de extracción de materias primas minerales de yacimientos cercanos a la superficie. Para ello se quita completamente el recubrimiento estéril y se extrae el material útil. Atendiendo a las propiedades físicas del material en bruto y a las características específicas del terreno, se utilizan diversos métodos de explotación.

La extracción en seco es similar para minerales sueltos y consolidados, con la diferencia de que estos últimos deben ser arrancados primero de la roca. Luego, al igual que en la explotación de materiales sueltos, serán cargados, transportados y procesados mecánicamente. Las minas a cielo abierto que se explotan en seco deben ser desaguadas.

En la explotación por vía húmeda, las materias primas sueltas se extraen mecánica o hidráulicamente y se transportan de la misma forma para su procesamiento. La mayoría de estas plantas de extracción se instalan directamente sobre el agua, y constan a menudo de plataformas flotantes en cauces de ríos o en lagos artificiales.

Las explotaciones mineras ubicadas en la plataforma continental extraen materiales sueltos de yacimientos aledaños a la costa, llamados placeres marinos. Al igual que en la explotación por vía húmeda, el material se extrae y transporta por vía mecánica o hidráulica.

3.2.2.- MINERÍA SUBTERRÁNEA.

La minería subterránea se realiza cuando los cuerpos mineralizados se ubican a grandes profundidades de la superficie, se puede subdividir en minería de roca blanda y minería de roca dura. Los ingenieros de minas hablan de roca “blanda” cuando no exige el empleo de explosivos en el proceso de extracción. En otras palabras, las rocas blandas pueden cortarse con las herramientas que proporciona la tecnología moderna. La roca blanda más común es el carbón, pero también lo son la sal común, la potasa, la bauxita y otros minerales. La minería de roca dura utiliza los explosivos como método de extracción.

Otra manera de clasificar los métodos de explotación de minas subterráneas es a partir de la geometría del yacimiento. Un criterio es clasificar los métodos según los cuerpos mineralizados (ver ilustración 3.1). El siguiente tabla presenta una clasificación de los métodos.

Tabla 3.1: Clasificación de los métodos de explotación subterránea

Cuerpos Tabulares		Cuerpos Irregulares
<i>Rocas competentes</i>	<i>Rocas incompetentes</i>	
- Gran buzamiento: hundimiento por subniveles (sublevel stopping), longhole stopping).	- Gran buzamiento: cámaras con relleno (cut and fill), cámaras con almacenamiento de zafras (shrinkage stopping).	Hundimiento de bloques (block caving), en yacimientos tipo pórfido cuprífero o equivalentes.
- Subhorizontales: cámaras y pilares (room and pillar).		

Fuente: R. Oyárzun (1997)

Del punto de vista del sostenimiento los métodos de explotación se clasifican según los siguientes términos:

- 1) Cámaras naturalmente sostenidas.
 - Cámaras abiertas (*Open Stopping*).
 - Explotación por subniveles (*Sublevel Stopping*).
 - *Longhole Stopping*.
 - Cámaras con soporte de pilares (*Room and pillar*).
- 2) Cámaras artificialmente sostenidas.
 - Cámaras y Almacén (*shrinkage stopping*).
 - Cámaras con relleno (*cut and fill*).
 - Cámaras con fortificación cuadrada (*square-set stopping*).

3) Hundimiento (*Caved Stopes*).

- Hundimiento de bloques (*block caving*).
- Pisos de hundimiento (*sublevel caving*).

Vinculados con el tipo de explotación que se realiza en la Mina Colombia se destacan los dos métodos aplicados por Minerven: cámaras y almacén (*shrinkage*), y cámaras y pilares (*Room and Pillar*). Estos métodos se describen a continuación.

3.2.2.1.- Método de cámaras y almacén (*shrinkage*)

Principio.

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 la cámara ya excavada, donde sirve como plataforma de trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes de la cámara. 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 la superficie del mineral volado. Cuando el arranque haya avanzado al límite superior de la cámara planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral (ver ilustración 3.1).

Preparación de la base de la cámara.

Sea el yacimiento una veta o una masa mineralizada, es indispensable tener una galería en la base de la cámara 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.

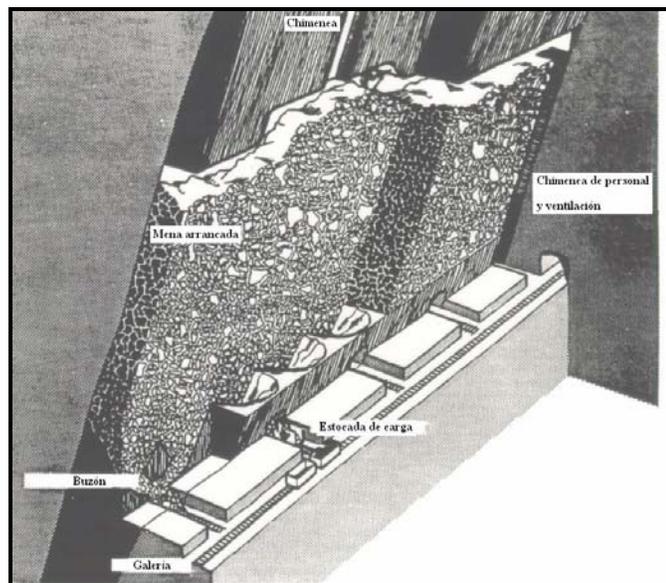


Ilustración 3.1: Esquema del método de explotación Cámaras y Almacén
Fuente: R Oyárzun (1997).

En este caso se crean embudos para recibir el material arrancado y después evacuarla 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. En el caso de una galería base con techo artificial, es indispensable tomar muchas precauciones durante los primeros disparos, debido a que el material 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 material horizontalmente aminorando considerablemente la fuerza de impacto del material sobre el techo de la galería. La loza que se coloca encima de los perfiles o de los rollizos, por lo general no se hace de concreto debido a que es necesario romperla posteriormente para el vaciado del cámara. Se utilizan rollizos partidos por la mitad o tabloncillos semielaborados que pueden correr lateralmente cuando se desea vaciar las cámaras.

Accesos y ventilación.

En la mayoría de los casos se crean accesos artificiales desde la galería base y si es posible dentro de un pilar. De ser posible la creación de accesos en ambos extremos de la cámara, es decir por los pilares que limitan la cámara en el caso de una veta, estos serán usados como vías de traspaso de materiales, equipos, personas y ventilación. Lo que permitirá evitar el gasto adicional en la perforación de una Chimenea por el mineral. De esta manera se deberá disponer de un circuito de ventilación artificial en casi todos los casos, salvo si se tiene varias cámaras contiguas lo que permitirá tener una sola chimenea de ventilación hacia la galería superior

ubicada en una de las cámaras y creando un circuito obligado del aire mediante compuertas, de modo de ubicar los diferentes accesos por la galería base.

Ventajas del método.

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

1. Una parte importante del mineral arrancado se extrae por gravedad, 100% en el caso que el esponjamiento se extraiga también por gravedad, eso permite disminuir de manera notable los gastos y aumentar los rendimientos de la explotación.
2. Este método permite sostener provisoriamente las paredes laterales de la cámara con el mismo material arrancado. Además, el obrero puede controlar el techo de la cámara.
3. En ciertos casos disponer de una reserva de mineral arrancado permite que se pueda extraer el material de la mina rápidamente y con un alto rendimiento.

Desventajas del método.

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

1. 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 absorbidos por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado de la cámara que, al derrumbarse, puede dañar el techo de la galería base en el caso que tenga techo artificial.
2. Dilución de la ley, el Shkinkage implica, por lo general, una dilución del tenor debido a que durante la fase de vaciado de la cámara 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 tenores bajos disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.
3. La recuperación del yacimiento no es muy buena por varias razones:
 - Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.
 - La recuperación de los pilares es muy difícil y se ha visto que 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.

- Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Conocemos varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.
4. La posibilidad de producción instantánea es baja en la primera fase, debido a que se extrae solamente el 40% del mineral arrancado. Aunque una vez finalizado el arranque de una cámara, es posible la creación de un ciclo de producción más regular, compensado de este modo la baja producción de una cámara en la fase de arranque con una en la fase de vaciado.
 5. La acumulación de mineral arrancado en los cámaras 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 cámaras..
 6. Por último, es bastante engorroso controlar los costos y los rendimientos de este método de explotación, debido a la influencia del mineral acumulado..

3.2.2.2.- Método de cámaras y pilares (*room and pillar*).

Principio.

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 debe ser totalmente controlado (ver ilustración 3.2).

Campo de aplicación del método.

Este método de explotación es aplicado ampliamente y en los últimos años se ha desarrollado bastante debido a su bajo costo de explotación y a la vez 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 de 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.

Plan general de trabajo.

Desarrollo:

El desarrollo del yacimiento va a depender de una serie de factores, todos relacionados entre sí, y que pesarán con mayor o menor importancia según las características del yacimiento. Dentro de los principales factores se encuentran la posición del yacimiento con respecto a la superficie del terreno, la forma, la simetría y estructura del cuerpo mineralizado. La tectónica del yacimiento es otro punto importante que deberá tenerse presente para la elaboración del programa de desarrollo.

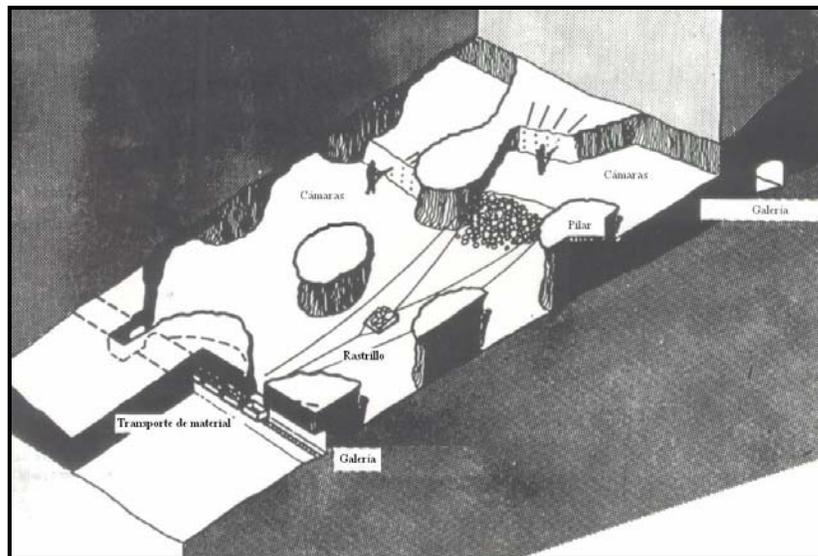


Ilustración 3.2: Método de explotación Cámaras y Pilares

Fuente: R Oyárun (1995).

Por otra parte deben tomarse muy en cuenta los trabajos o condiciones de explotación como son la velocidad de arranque, transporte y extracción, desagüe, ventilación y seguridad del trabajo. Es así como es posible hacer un desarrollo totalmente por el yacimiento, por el estéril o un desarrollo combinado en estéril y por mineral.

Preparación:

El “Room and Pillar” sistemático, como anteriormente fue mencionado requiere de una programación previa del trazado con replanteo en el terreno de la dirección y orientación de los ejes de todos los trabajos de preparación como así mismo los de explotación y distribución de pilares. La preparación del sector que se desea explotar, comienza por limitar dicho espacio por galerías paralelas con la pendiente que se les desea dar y que va a depender de la mecanización de la mina. Enseguida se corren los frentes de explotación a partir de dichas labores, uniendo ambas galerías con el objeto de establecer los circuitos de ventilación. A partir de estos frentes se inicia la etapa de explotación o de arranque.

Las variaciones y forma de llevar la preparación van a depender de:

- Potencia explotable del yacimiento y variación de ésta.
- Angulo de buzamiento del yacimiento.
- Dilución de la ley.

- Características del techo y piso en cuanto a la facilidad de establecer y definir la potencia explotable.
- Resistencia del techo a los desprendimientos y producir contaminación del mineral.
- Resistencia del piso para soportar la carga de los pilares que podría producir en ciertos casos el hinchamiento del piso y contaminar el mineral.
- Velocidad de arranque y capacidad del equipo de perforación.
- Capacidad del equipo de arrastre (scrapers) o carguío del mineral.
- Transporte en los frentes de explotación.
- Distribución y problema de recuperación de los pilares.

Preparación de las cámaras.

Orientación de los Frentes de Preparación:

Por lo general se corre un frente de preparación a lo ancho de la cámara; cuya dirección o rumbo puede ser perpendicular a la dirección de la máxima pendiente del yacimiento, según el rumbo de este (generalmente corresponde a una galería horizontal), u ocupar una dirección intermedia entre la máxima pendiente y el rumbo, o sea, la pendiente de la galería y consecuentemente de la cámara, dependiendo del modo de efectuar el movimiento del mineral de las cámaras con camiones la pendiente de la cámara no debe ser superior a un 10 %.

Preparación de las Cámaras en mantos de poco espesor :

Tomaremos como ejemplo la preparación de cámaras cuya potencia explotable varía entre los 1.5 y 3.0 mts. En este caso puede correr un frente por el yacimiento, de un ancho que permita trabajar con facilidad en la etapa de arranque (etapa que viene enseguida de la preparación). La altura del frente es igual a la potencia explotable. Si el yacimiento tiene un piso o techo bien definido, deberá usarse éste como guía de preparación del frente, lo que evitará o disminuirá mucho las posibles diluciones del mineral durante el arranque. Es posible en algunos casos eliminar el frente de preparación y realizar el avance de arranque a todo lo ancho del cámara, o sea, se elimina el frente. En el primer caso, el frente se perfora todo el ancho de la cámara así resulta que la perforación va retrasado con respecto al avance del frente.

Preparación de cámaras de potencia superior a 3.0 m:

La preparación de las cámaras en yacimientos de este tipo puede hacerse con frentes que llevan como piso la cara inferior del yacimiento, o lleva como techo de la galería de preparación la pendiente del manto. Ambos casos están sujetos como se comprenderá a las características del yacimiento (ejemplo: definición del techo o piso, etc.), grado de mecanización que se tenga o que se pueda obtener, etc.

Accesos a los frentes o cámaras:

Es conveniente avanzar con los frentes hasta unir rápidamente las galerías base con los frentes, para establecer los accesos a los frentes de trabajo, tiene la ventaja de que las operaciones de perforación y carga se independizan, no produciéndose dificultades entre ambas, siendo posible trabajar y tener acceso a la perforación por un extremo, cuando el trabajo de carga se efectúa al mismo tiempo en el otro extremo. Por otra parte, al romper el frente con la galería superior, se establece de inmediato la ventilación de la cámara introduciéndolo al circuito principal de la mina.

Perforación:

La perforación de los tiros de arranque puede hacerse de muchas maneras distintas, en mantos angostos la perforación de las cámaras puede hacerse con tiros paralelos al eje del cámara o tiros perpendiculares a dicho eje. Si las condiciones lo permiten, es común el uso de Jumbos, máquinas que tienen gran capacidad de perforación. La variedad más grande en cuanto a los diagramas de disparo se encuentra en los casos de mantos de gran potencia donde es posible usar equipo pesado de perforación y tiros largos (con broca atornillada), por ejemplo : bancos en rebaje con Wagon Drill, perforación radial con máquinas sobre columna. En bancos en realce pueden usarse las perforaciones largas con brocas flexibles, o con brocas atornilladas, con máquinas montadas sobre carros con neumáticos. En los últimos

años, se han introducido los equipos de perforación montada sobre orugas de dimensiones adecuadas para trabajos subterráneos que ha dado muy buen rendimiento referente a la velocidad.

Extracción del mineral desde las cámaras:

El mineral arrancado puede ser movido de muchas maneras diferentes dependiendo de las características del yacimiento, producción, grado de mecanización. En yacimientos horizontales o de baja pendiente (ángulo de buzamiento), cuya potencia no permite una mecanización, puede palearse a mano sobre carros y transportarse el mineral al exterior. Si se justifica la instalación de Scrapers, es posible usarlos con ventajas cargando directamente sobre carros ubicados frente a cada cámara; en este caso el Scrapers limita el largo de la cámara (40 – 50 mts). Cuando los tonelajes arrancados son considerables y la pendiente favorable, el movimiento del mineral puede hacerse con palas mecánicas que cargan sobre camiones tales como Dumpers de 3.0 a 4.30 m³. Esta combinación pala – camión tiene la ventaja de distanciar bastante los puntos de extracción, además son de alto rendimiento y costo de operación bajo. En ciertas minas se ha llegado al uso de Cargadores Frontales de grandes dimensiones del balde que carga sobre camiones de 25 a 30 toneladas de capacidad.

Estabilización del techo:

Un techo que se desprende con facilidad por efecto de los disparos, u otras causas, trae como consecuencias problemas no solo de dilución de la ley, sino también en la seguridad del personal y en los costos de producción.

Es posible asegurar la estabilidad del techo mediante un apernado que puede ser hecho en forma sistemática o solamente en aquellos sectores donde las condiciones lo requieran. Para ello debe conocerse muy bien la naturaleza de las rocas, lo que determinará la sección, largo y densidad en la colocación de pernos.

Por otra parte deberá determinarse, a través de estudios de prueba en el terreno mismo, el apriete que deberá dársele a los pernos para que cumpla realmente el papel que deben desempeñar. Debe tenerse presente que un perno mal colocado no desempeñará ninguna función de fortificación, lo mismo sucede si el largo y sección no son adecuados. Suele acompañarse el apernado en algunos casos, con un enmallado del techo, reteniéndose en la malla trozos sueltos de roca, que cuando las cámaras son altas, su caída produce accidentes de consideración. En algunas minas americanas el apernado del techo, realizado convenientemente, ha podido permitir la luz entre pilares hasta un 40 a 50% mayor, lo que naturalmente se traduce en una recuperación mayor del yacimiento.

Distribución de Pilares:

Debe hacerse lo más sistemáticamente posible que se pueda, cuidando de no arriesgar la vida de la mina. En yacimientos que se presentan en forma de dos mantos separados, por una zona estéril y que se explota en forma separados dejando una losa entre las cámaras, debe tenerse especial cuidado de que los pilares se encuentren alineados según la proyección vertical, es decir que la carga del pilar de arriba sea transmitida al pilar inmediatamente ubicado debajo, y no que la carga sea transmitida a la losa. Así, no deben dejarse pilares sobre galerías principales de explotación ya que la carga soportada por el pilar es transmitida al techo de la galería, lo que lógicamente haría necesario con el tiempo es una manutención de la galería si no se produce antes un derrumbe.

Recuperación del yacimiento:

La recuperación del yacimiento puede variar de una mina a otra, dependiendo por una parte de las condiciones propias que presenta el yacimiento y, por otra parte, de la técnica empleada y grado de mecanización que se ha alcanzado. Como datos generales podemos decir que la recuperación puede variar de un 80% a 90 % del mineral preparado, llegando en ciertos casos a recuperaciones del orden del 90 %.

Ventajas del método:

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

Desventajas del método:

- Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en corrida como en potencia, podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.

- Problema de buzamiento del yacimiento; cuando el buzamiento esta muy cerca del buzamiento crítico (45°), se producen problemas para el movimiento del mineral en los 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.
- Dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método.
- Fortificación del techo. En ciertos casos cuando no es posible controlar el techo y es necesario llevar cámaras muy angostos, puede concluirse en un cambio de método de explotación por otro más adecuado, o emplear un método combinado, por ejemplo: Room and Pillar con Shrinkage.
- Problemas de recuperación del yacimiento es muy baja, se debe entonces pensar en otro método.

3.3.- OPERACIONES BÁSICAS Y AUXILIARES

Se entiende por “operaciones básicas” en minería a todas aquellas labores que se realizan para explotar el mineral y que influyen directamente en la producción, estas operaciones en general son:

- *Arranque*: proceso que permite separar el material que se desea explotar del macizo rocoso. Este proceso puede ser mecánico o convencional, dependiendo de la naturaleza del material a explotar; cuando el material es de baja dureza se realiza el arranque mecánico directo utilizando equipos mecanizados que por efecto de su acción desprende el material del lugar; el arranque convencional, que consiste en la perforación y voladura del material, se realiza cuando el material a arrancar es de alta dureza.
- *Carga*: operación que consta en colocar el material arrancado de los frentes de explotación en los equipos de acarreo, mediante excavadoras cíclicas o continuas.
- *Transporte*: proceso que lleva o desplaza el material arrancado y cargado a la planta de trituración y tratamiento. Dentro del proceso de transporte se realizan dos operaciones que son el acarreo y la extracción; el acarreo lleva el material extraído del frente a la zona de extracción mediante vagonetas, dumpers, shuttle car, equipos LHD en el caso de la minería subterránea, o a patios de remanejo en el caso de minería superficial mediante tractores de orugas, camiones, bandas transportadoras, trenes, mineraductos, etc. La extracción se realiza en la minería subterránea, se envía el material arrancado a superficie desde las profundidades de la mina mediante jaulas, skips, mineraductos, etc.

Por otra parte las “operaciones auxiliares” son todas aquellas labores de apoyo a las operaciones básicas, para que estas se puedan realizar de manera eficiente, entre estas operaciones se destacan:

- Suministro y distribución de energía: electricidad, aire comprimido.
- Suministro de agua de servicio: bombeo, almacenamiento, tratamiento de aguas.
- Salud y seguridad: control de polvos, control de ruidos, ventilación.
- Control ambiental: manejo de desechos, control de aire y agua, control de subsidencias, control de erosión, estabilidad de taludes, revegetación.
- Comunicaciones, iluminación.
- Mantenimiento: correctivos, preventivos y predictivos.
- Transporte de personal.
- Desarrollo y preparación: remoción de suelos, limpieza, accesos, apilamientos.

CAPÍTULO IV

GEOLOGÍA DEL AREA DE ESTUDIO

Todo proyecto minero que se plantee ejecutar incluye naturalmente el estudio de la geología de la zona en cuestión, precisamente en éste capítulo se presenta la información recopilada sobre la geología de la zona en estudio, se espera que esta información aporte datos suficientes para los objetivos planteados para este trabajo.

4.1.- GEOLOGÍA DE LA ZONA.

Las características geológicas se presentan a una escala regional y local para comprender de la mejor manera, la geología puntual o específica de la zona en la que se desarrollará este trabajo.

4.1.1.- GEOLOGÍA REGIONAL

El Escudo de Guayana se localiza al sur del Río Orinoco y ocupa aproximadamente el 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.

En general el Escudo de Guayana se compone de cuatro provincias geológicas, Imataca, Pastora, Cuchivero y Roraima (Ilustración 4.1), que forman

parte del Cratón Amazónico del Precámbrico de Sur América, el cual se extiende por el Norte de Brasil, de las Guayanas, remanentes precámbricos de Colombia y Bolivia y estaba unido a África Occidental (ver ilustración 4.1).

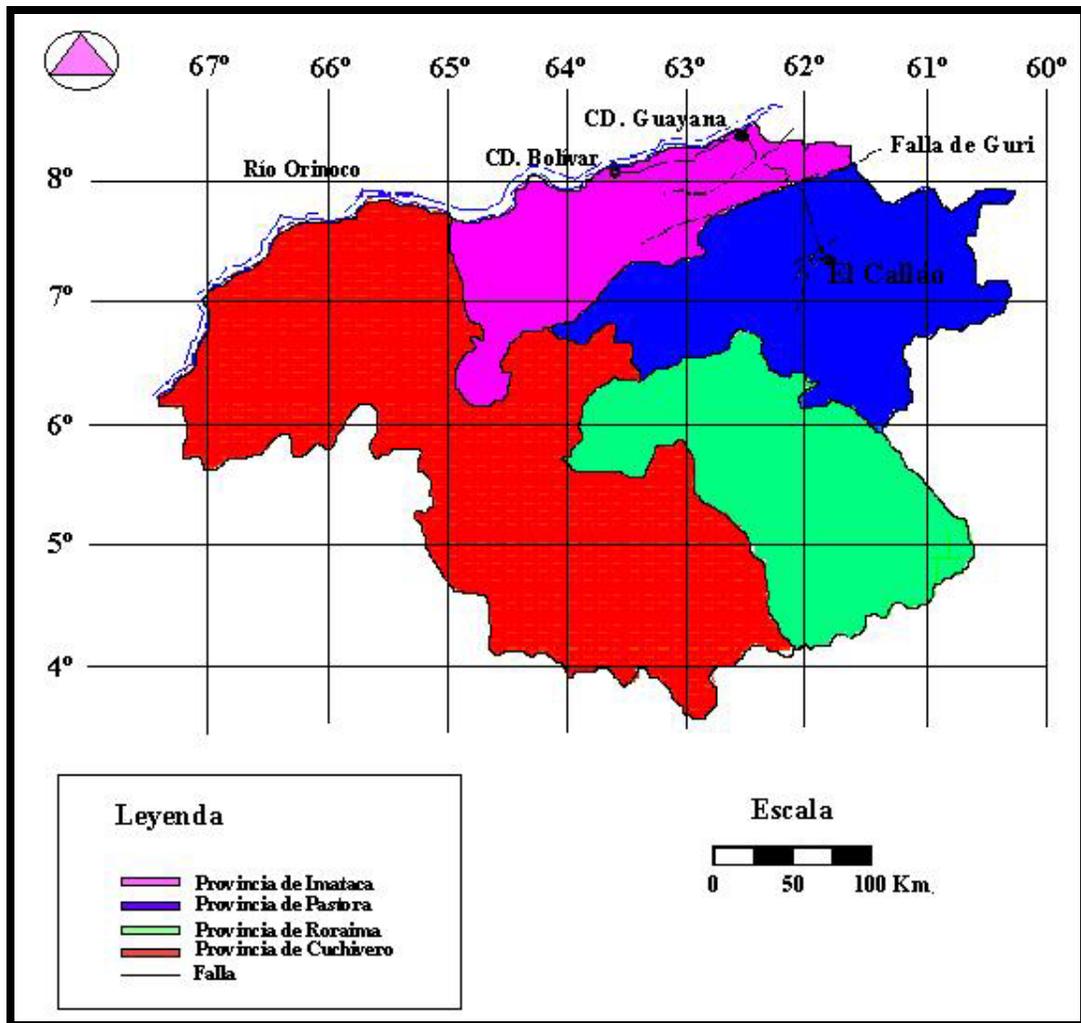


Ilustración 4.1: Provincias geológicas del escudo Guayana

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven..

4.1.1.1.- Provincia de Imataca (PI):

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 formada por gneises graníticos y granulitas félsicas, anfibolitas y granulitas máficas, y hasta ultramáficas y cantidades menores de formaciones bandeadas de hierro (BIF), dolomitas, charnockitas, anortositas y granitos intrusivos más jóvenes y remanentes erosionales de menos metamorfismo.

4.1.1.2.- Provincia de Pastora (PP).

Se extiende desde la falla de Guri al Norte hasta las proximidades del Parque Nacional Canaima al Sur (Km. 95), por el Este hasta los límites con la zona en Reclamación del Esequivo y al Oeste hasta el Río Caura.

La Pastora también llamada Provincia del Oro, está formada por Cinturones de Rocas Verdes (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, siendo toda la secuencia intrusionada por granitos potásicos dioritas y rocas gabroides con escasos y no bien definidos complejos máficos, ultra máficos, ofiolíticos o no, intrusiones y sills de diabasas y rocas asociadas noritico-gabroides.

4.1.1.3.- Provincia de Cuchivero-Amazonas (PCA).

Denomina a un grupo de rocas intrusivas a volcánicas calcoalcalinas félsicas y rocas sedimentarias que intrusieron y se depositaron sobre un basamento de CRV y 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, apófisis, 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.

4.1.1.4.- Provincia de Roraima (PR).

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 a levantamientos epirogénicos.

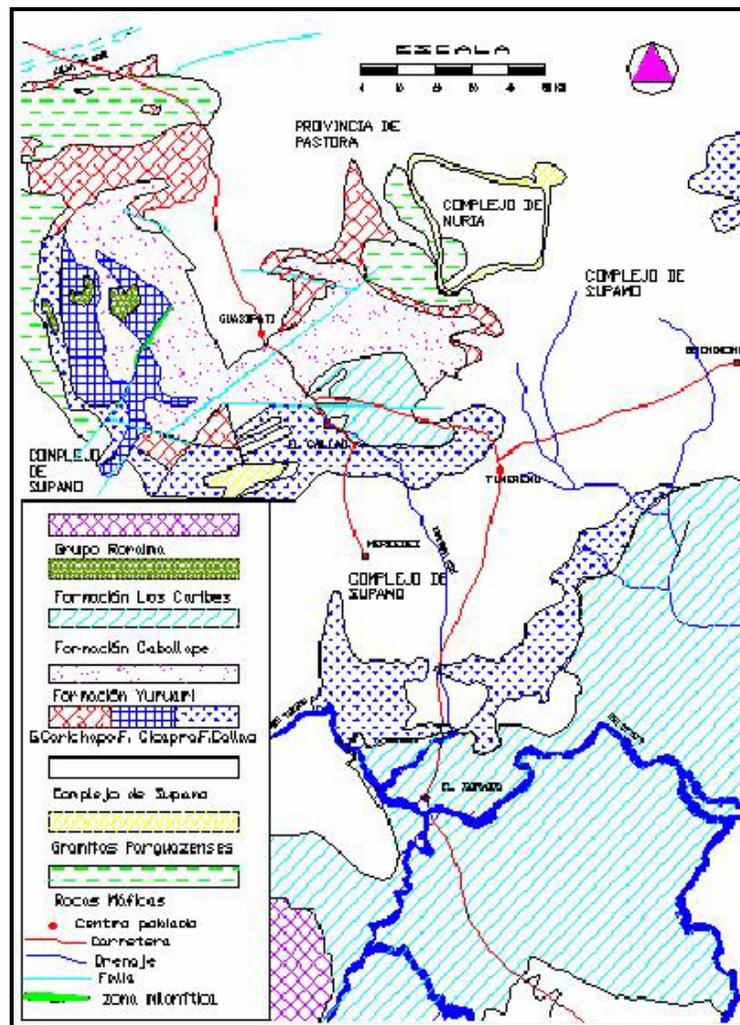


Ilustración 4.2: Geología de la zona
Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

4.1.2.- GEOLOGÍA LOCAL.

La Mina Colombia está ubicada en la Provincia de Pastora, formada por el Supergrupo Pastora y el grupo Botanamo. En la región de Guasipati-El Callao 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, de basáltico tholeítica a komatítica y El Callao, generalmente basáltico-andesítica (basandesitas) tholeíticas, y el Grupo Botanamo que aflora al Sur de la Región de Guasipati en el CRV de El Dorado-Marwani, constituido por las formaciones Caballape y Los Caribes (Ilustración 4.2).

La formación El Callao (Formación donde se encuentra ubicada la Mina Colombia); con más de 3.000 m. de espesor, está litológicamente formada por casi exclusivamente lavas basálticas, bajas en potasio y altas en hierro, 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, BIF o cuarcitas además de cherts ferruginosos y manganésíferos y esquistos talcosos o basaltos komatíticos tholeíticos aparecen en pequeños volúmenes en algunas localidades. Cerca del contacto de las rocas de la Formación El Callao con las rocas del Complejo de Supamo, presentan hornblenda color azul-verdosa y plagioclasa andesina de Facies Anfibolita y a medida que nos alejamos del contacto observamos esquistos de color verde más claro, con clorita y albita, de la Facies Esquistos Verdes. Geomorfológicamente la Formación El Callao

ocupa colinas y montes más altos (de 300 a 800 m.s.n.m) y meteorizan en suelos lateríticos muy arcillosos de color rojo intenso.

El Cinturón de El Callao esta encerrado en formaciones muy metamorfozadas gneises, granitos y migmatitas que constituyen el Complejo de Supamo. Por otra parte la Formación El Callao, forma la parte Sur del cinturón y constituye la parte basal de la pila volcánico-sedimentaria o Supergrupo Pastora que aparece como una sucesión de unidades donde existe el predominio de rocas volcánicas máficas.

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 procesada con mercurio.

Guilloux (1997) resume que la mineralización que se localiza en El Callao en zonas de cizalla se orienta según diferentes direcciones; 1) Alineamiento Norte: N70°-80°E. de 8-19 Km. de longitud por 200-300 m. de ancho que es la más importante e incluye a la Mina Colombia (con la Veta Mucupia-América de rumbo N70°-80°E y la veta Colombia de rumbo N45°E, San Luis, Hansa y Panamá), 2) Alineamiento Sur con las minas Sosa Méndez. Unión y Chile, 3) Alineamientos próximos a N-S. Con fallas mineralizadas denominadas Gloria. Isbelia y Santa Maria y minas como Corina. Remington y otras. Además existen estructuras casi circulares. Próximas a una gran falla inversa con desarrollo de brechas y milonitas como la falla Nacupay (N70°-80°W) que dieron origen a la veta más productiva con más de 60 gr/ton de oro como la Veta El Callao.

Desde el punto de vista evolutivo. Guilloux (1997). Distinguió las siguientes fases:

1. Emplazamiento de la secuencia volcano-sedimentaria de los CRV de Pastora.
2. Intrusiones félsicas (pórfidos cuarzo-feldespáticos) y máficas (gabroides a noríticas).
3. Deformación regional (N15°-20°) y cizallamiento con cloritización de la zona cizallada. Originando:
 - a) Aumento de la deformación a frágil-dúctil. Metamorfismo regional.
 - b) Alteración y cizallamiento en varias direcciones (N70°-80°E de Mocupia. N40°E de Sosa Méndez. N70°-80°W de Nacupay y N10°W de Gloria.
 - c) Desarrollo y circulación de fluidos hidrotermales metamórficos con fluidos magmáticos (presencia de turmalina) emplazándose las vetas y brechas de vetas y en particular tramos donde el brechamiento y cizallamiento fue más eficiente.

Las rocas del Supergrupo Pastora más el Grupo Botanamo son correlacionadas con aquellos CRV del Supergrupo Barama- Mazarumi de Guayana, el Grupo Marowijne y el Grupo Correón de Suriname, la Serie Paramaca (Grupos Orapú y Bonidoro) de la Guayana Francesa y el Grupo Vila Nova de Brasil (Sidder y Mendoza, 1995) y el Cinturón de Parima-Caurame del Alto Orinoco-Surucucú de Brasil (Tassinari y otros, 2000). Estos cinturones y rocas graníticas asociadas forman parte de la gran provincia Maroni-Itacaiuna, un cinturón móvil que forma gran parte de rocas supracrastrales del gran Cratón Amazónico (Cordani y Brito Neves, 1982;

Goodwin, 1991). Los CRV más antiguos de Pastora podrían ser correlacionados con los CRV del Birrimian de África Occidental (Mendoza, et al 2.000).

4.1.3.- TIPOS DE DEFORMACIÓN.

Las deformaciones se clasifican en deformaciones con fracturas, dúctil con fracturas y dúctiles, a continuación se procede a definir a cada una de las deformaciones.

4.1.3.1.- Deformación con fracturas.

Se caracteriza por un comportamiento fracturado y fallado de la roca la cual ha sido sometida a fuerzas (Colvine A.C. and Al. 1984), originando en la roca una permeabilidad secundaria, permitiendo la circulación de fluidos mineralizados.

4.1.3.2.- Deformación dúctil con fracturas.

Este tipo de deformación se caracteriza por la formación de planos. Por la deformación de estos planos y de todas las otras estructuras anteriores (Colvine A.C. and Al. 1984) y por la formación de vetillas de cuarzo con sulfuros.

4.1.3.3.- Deformación dúctil.

Esta es una deformación sin fracturas y sin fenómenos de apertura. Pero solamente con formación de estructuras penetrativas como foliación (Colvine A.C. and Al. 1984).

4.1.4.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

El control estructural juega un papel muy importante en el emplazamiento de la mineralización de la Mina Colombia. Las principales estructuras mineralizadas son 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.

4.1.4.1.- 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 N60-70° con un buzamiento 70-80°S más o menos intensa dentro de una zona de 30 a 40m 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 está entre N40-60° con un buzamiento 35-50°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°.

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 ductilmente por el mismo régimen de deformación afectando la foliación.

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

Este accidente de dirección media N60°, es del mismo tipo y de similar importancia a la que corta X y con el cual se torna paralela. La foliación que aparece durante este evento tiene una dirección N50-70° 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 del sistema 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 N120-130° subhorizontal.

La zona de intersección o de unión 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).

4.1.4.3.- 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 N50-60° 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 grandes 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).

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

La falla Gloria, globalmente orientada N140°, se vuelve 170° al Norte, su buzamiento está regular, cerca de 55°NE, la deformación es dúctil con aparición local de una foliación paralela al plano de falla sobre 3 a 4 m. de ancho, su movimiento es 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 ésta 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°.

4.1.5.- SECUENCIA LITOESTRATIGRÁFICA DE LA MINA COLOMBIA.

En la zona de la Mina Colombia las asociaciones volcano-sedimentarias se presentan como una secuencia normal con buzamiento al Sur, en el flanco Sur de un anticlinal.

4.1.5.1.- Lavas máficas a intermedias, tipo basalto- andesita (basandesitas).

Se ubican al Este y al Sur de la zona, los límites de las unidades no se definen de manera clara, los contactos son transicionales, las variaciones de composición entre las lavas máficas y las lavas félsicas son graduales.

Basaltos Komatíticos, se encuentran como formaciones rocosas, de 10 a 30 m de espesor, de color negro, con textura afanítica.

Lavas máficas, son de color gris oscuro a negro, de grano fino, con intercalaciones de grano grueso a medio; además se puede también reconocer la presencia de lavas almohadilladas, de 50 cm a 1,0 m de diámetro

Lavas andesíticas, son reconocidas en los sondeos con espesor de 70 a 80 m y de extensión lateral muy importante; constituyen la roca caja de las vetas mineralizadas de la Mina Colombia; el espesor real de esta unidad es desconocido. Estas andesitas de color verde son rocas masivas, generalmente de grano fino y, excepcionalmente, de grano medio, en donde se presenta una silicificación y una carbonatación que se marcan como consecuencia de una decoloración progresiva de las lavas, de verde a blanco amarillento. La mayoría de las lavas andesíticas presentan una porción de vetillas rellenas de cuarzo, clorita y carbonatos, los cuales aparecen como producto de la expulsión de gases durante el enfriamiento de la roca. Estas lavas además corresponden a la asociación anfíboles (hornblenda y actinolita) con plagioclasas y

pirita, relacionada con una paragénesis metamórfica y una alteración hidrotermal de actinolita, clorita, epidoto, piroxeno, cuarzo, carbonatos y pirita.

4.1.5.2.- Tobas.

Se presentan como intercalaciones, niveles o lentejones de 5 a 8 m. de espesor y se ubican dentro de las coladas andesíticas, lo cual permite clasificarlas, por lo menos, en dos tipos de tobas:

Tobas máficas, están intercaladas entre los basaltos tholeíticos y Komatíticos, son negras y están compuestas de cristales y fragmentos de rocas de diferentes tamaños. En ellas son frecuentes las vetillas de cuarzo con carbonatos.

Tobas intermedias a félsicas, se encuentran al Sur y al Este, en intercalaciones entre las lavas basálticas y andesíticas. Son tobas de grano fino, de tipo lapilli, y muestran una composición muy homogénea. Un halo marrón a rosado marca la presencia de carbonatos y una silicificación de intensidad variable, la cual puede afectar completamente a la roca. Localmente, al Sur de la zona, estas tobas suelen pasar gradualmente a lavas más félsicas (andesita-dacítica). Se observa frecuentemente pirita fina o en cristales milimétricos hasta de medio centímetro.

4.1.5.3.- Formaciones sedimentarias exhalativas.

En la secuencia litológica aparecen, muchas veces, niveles de esquistos con estratificación muy bien definida, específicamente en el Cerro El Tigre, donde aflora este tipo de roca. Esta Formación esta constituida por:

Argilitas: están formadas por la alternancia de pequeños niveles de espesores centimétricos a milimétricos de arcillas negras carbonosas, de pelitas ricas en biotita y sericita, con pequeños niveles regulares de carbonatos, de color crema a naranja (mezcla de ankerita y de dolomita/sericita). Las argilitas pueden contener óxidos de manganeso. Las argilitas de espesores variables (3.0 a 8.0 m) se encuentran muy foliadas y plegadas, con un sistema de vetas y vetillas de cuarzo, carbonatos y óxidos de hierro, como producto de la alteración meteórica de los sulfuros (pirita). Estas vetas y vetillas de espesores variables 1.0 a 8.0 cm. Transversales o paralelas, al plano de foliación, son el producto de la alteración hidrotermal.

Chert: Están ubicados dentro de las argilitas, observándose uno o más niveles con potencia variable de 20cm. a 5 metros. El chert se presenta de dos maneras; bandeado, con alternancia centimétrica a milimétrica, de niveles rojo-marrón, blanco-grisáceo; y brechado, con mezcla de pedazos heterogéneos de chert, en una matriz de la misma composición. Localmente, se observa alternancia irregular de niveles de chert a hematita y niveles de chert con abundante pirita, las cuales aparecen como inyección posterior, ubicándose en el plano de estratificación, además, se aprecian

zonas de fracturamiento transversales de 1 a 2 metros. de ancho con enjambres de vetillas de cuarzo, con carbonatos, pirita, y hematita primaria.

4.1.5.4.- Formaciones sedimentarias detríticas.

Se observa algunos niveles de areniscas y sobre todo conglomerados rotos y estirados (zona de cizallamiento), con espesores de 3.0 a 5.0m. Estos niveles de conglomerados aparecen en el tope de las argilitas.

4.1.5.5.- Intrusiones de gabros y diabasas.

Dentro del conjunto volcano-sedimentario se encuentra un ciclo de intrusivos máficos de gabros y diabasas que pueden hallarse bajo formas diferentes: sills, diques o cuerpos dómicos lenticulares. Los primeros intrusivos de gabro son contemporáneos al depósito de la pila volcánica, estos gabros han ido sufriendo diferentes deformaciones, son muy foliados, marcados por alteración hidrotermal y a veces brechados. A la mineralización inicial de plagioclasas, piroxenos y hornblenda, se superpone una silicificación (cuarzo), carbonatación (calcita y epidoto) y se observa también cristales diseminados de pirita. Los segundos gabros son posteriores, se presentan en forma de diques o cuerpos dómicos lenticulares al Sur de la Mina Colombia. Aparentemente son más jóvenes, razón por la cual no han sufrido deformaciones tectónicas y poca alteración hidrotermal. Los emplazamientos están

controlados por un juego de fallas submeridionales N170° a N120°. Estos gabros son de textura gruesa y muestran una diferenciación de Norte al Sur.

4.1.5.6.- Diques de pórfidos de feldespatos.

Dentro de las tobas y de las lavas félsicas se consiguieron diferentes ocurrencias de diques de pórfidos de cuarzo feldespático o “*Quartz Feldespath Phorphyry*” ubicados dentro de accidentes transversales, que se muestran 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 (N35°-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.

4.1.5.7.- Dique Laguna.

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 C.V.G. Minerven C.A, 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 que presentan un buzamiento hacia el Sur.

4.1.6.- DEPÓSITOS MINERALES.

Los cinturones de rocas verdes están por lo general estrechamente asociados a procesos relacionados con fluidos y mineralizaciones de oro en rocas huéspedes, posteriores a zonas de cizallamiento. Los depósitos en forma de filones de cuarzo auríferos se desarrollaron durante y brevemente después de las deformaciones de los CRV, comúnmente, y asociada temporalmente dentro del período de intrusiones graníticas y posterior cizallamiento regional. Las máximas temperaturas logradas en la corteza parecen estar relacionadas con la mineralización del oro. Las condiciones termales óptimas parecen aproximarse a las Facies de los Esquisto Verdes.

El oro en Venezuela se produce principalmente de depósitos tipo veta, los cuales están clasificados predominantemente en depósitos *hipo y mesotermales u orogénicos*. Esta teoría es válida por lo menos hasta los 1500 m. de profundidad, por dos razones; 1) tectónica, por la intersección de zonas de cizalla cada vez más amplias y pronunciadas, con mayor porosidad-permeabilidad disponibles, 2) por el cambio litogeoquímico con la profundidad de rocas más competentes, tholeíticas más superficiales o arriba en la secuencia de los CRV, haciéndose las zonas de cizalla y de intersección de cizallas más amplias, pudiendo albergar mayor volumen de fluidos

mineralizantes en vías de cristalización en ambientes reductores con alto contenido de carbonatos ferríferos y alto contenido de arsenopirita nucleadoras de la precipitación aurífera.

En general, todos los depósitos muestran una gran similitud y características minerales parecidos. Las vetas son continuas, entre 2cm a 10m. de espesor, se extienden en dirección desde 50 m hasta 5 Km. El yacimiento principal está proyectado sobre estructuras estratificadas de metatobas. Este rumbo parece quedar a lo largo de un eje de un corredor sinclinal. La mayor ganga se compone de cuarzo, adicionalmente con albita, ankerita y turmalina. El yacimiento está compuesto principalmente con piritita con solo cantidades menores de otros sulfuros (calcopiritita, pirrotita y arsenopiritita). El oro se encuentra en las fracturas entre el cuarzo y la piritita. Todas las rocas de las vetas están fuertemente silicificadas, carbonitizadas o albitizadas, dependiendo de la composición química de la litología de la roca caja.

Las vetas cuarzo-carbonato-turmalínico de la Mina Colombia, tienen rumbo N 60°-70°E y Buzamiento desde 35° hasta 45°. Las vetas son de 2-5 m. de ancho con zonas de brechas y fracturas adyacentes.

Las rocas verdes huéspedes han sido falladas y con fracturas de tensión. La roca caja muestra silicificación alrededor de la veta y abundante piritita idioblástica. Las vetas pequeñas secundarias están orientadas perpendicularmente a la veta principal y están mineralizadas.

La mayoría de los depósitos auríferos son considerado de origen epigenético y pueden ser subdividido en dos grupos:

- a) Depósitos con roca caja en zona de cizallamiento principalmente localizadas en rocas volcánicas básicas y sedimentarias.
- b) Depósitos de roca caja con vetas discretas, mayormente ligados a rocas félsicas volcánicas y subvolcánicas (Óbice y otros 2001).

4.1.6.1.- Geología, petrología y geoquímica de la roca caja (Huésped).

Todas las rocas pertenecen a la Formación El Callao y son de origen volcánico y sub-volcánico. Algunas texturas parecen tufáceas protolíticas. Las rocas se muestran mayormente fracturadas y falladas, acompañadas de una pronunciada alteración; unas dependen de la composición protolítica y otras de la carbonatación de la roca básica, acompañada de cloritización o silicificación en rocas muy ácidas. Debido a la fuerte alteración, el descubrimiento de probables protolitos de rocas verdes se ve impedido. La gran mayoría de las rocas son de composición básicas, un gran porcentaje son tholeíticas y solamente un pequeño número mostró características calco-alcalina.

4.1.6.2.- Mineralogía de las vetas y menas.

La mineralogía de la veta está ligada al simple número de especies minerales encontradas. En general, predomina el cuarzo, calcita/ankerita y albita como ganga, y pirita como mena. Por lo menos pueden observar tres generaciones de cuarzo y tres

generaciones del calcita/ankerita. De la textura, del reemplazo, de la veta cizallada, de la morfología del cristal y de los modelos de densidad de la inclusión, puede deducirse que el cuarzo-I (la extinción de la subpérdida, subgranos y recristalización en los límites del grano) es más viejo. Es reemplazado en parte por la calcita/ankerita-I y la albita. El cuarzo-II y calcita/ankerita-II que parecen ser contemporáneos, considerando que el cuarzo-III es la fase de la ganga más joven. La calcita-III parecen estar conectados a la carbonatación de la roca caja y ser contemporánea con la clorita cuya apariencia se une a la cloritización.

La pirita ocurre por lo menos en dos generaciones, con la pirita-I grande, porfiroblásticas idiomórfica (de tamaño 1-5 mm; frecuentemente fracturado) y pirita-II, esta última de tamaño de grano más pequeño y principalmente no afectada por brechación. La pirita-I es sintectónica ligado a su crecimiento metamórfico, considerando que la pirita-II es postectónico. Ambas generaciones revelan, ningún cristal con diferencia significativa en composición, y son relativamente puros, ligadas a la composición de la pirita ideal. Ellos no muestran re-enriquecimiento de Arsénico (As), como a menudo muestra el oro contenido en la pirita en los CRV. Sin embargo, la distribución elemental de la traza muestra un descenso, por el enriquecimiento claramente perceptible de Cobalto (Co) alrededor los granos de oro incorporado este rasgo se encuentra aquí, porque los primeros cronometran en un depósito de oro orogénico.

La pirita-I a menudo presenta sombras de presiones de despliegues que se localizan en las caras de cristal opuestas y en dirección paralela de extensión. Las sombras de presión están llenas con las fases siguientes (en orden decreciente):

cuarzo, albita, feldespato alcalino, y clorita. El cuarzo muestra una cerca como arreglo, con ápices de cristal que apunta hacia la dirección de extensión. Las inclusiones dentro de la pirita-I son cuarzo y feldespato alcalino. Esto muestra que ellos son más viejos que su roca caja. De vez en cuando la orientación de las inclusiones indica una rotación del cristal de la pirita durante el proceso metamórfico.

El oro se encuentra principalmente dentro de las fracturas de la pirita, estos sitios son llamados secundarios. Sólo en casos raros se encuentra dentro del Cuarzo-II y calcita-II. Las sombras de presión son extrañas alrededor de cristales de la pirita. Los granos son de pequeño a mediano tamaño (5-100 μm) y de forma irregular, entre sus características no muestran ninguna cristalización. El tamaño parece estar influenciado por el diámetro de las fracturas dentro de los cristales de la pirita, sin embargo, los granos de oro raramente traspasan completamente las vetas.

La composición química muestra una alta pureza, el contenido de Ag está entre 2.9-5.9 % en peso siendo este bajo, y, considerando que el volumen de Hg es comparablemente alto (0.9-1.1 % en peso). no podrían detectarse Platino y Paladio, sólo cantidades pequeñas de Cu están presentes. La ausencia casi completa de Arsénico (As) elevó la concentración, lo cual es raro para depósitos de un oro orogénico (S&L Consultants, op cit).

4.2.- DESCRIPCIÓN DE LA VETA HANSA

La mineralización de las vetas de la Mina Colombia, incluyendo la veta Hansa se localizan en zonas de cizallas, con direcciones de N 70°-80°E y buzamientos de

25°-35°SE, con longitudes de 8 a 10 Km. y espesores de hasta 10 m. La disposición espacial de la veta Hansa se muestra en la ilustración 4.3.

En el trabajo de reinterpretación geológica y cálculo de reservas de la veta Hansa entre las secciones 875W y 1050W, realizado por el departamento de geología de la empresa, se describe las características geológicas de dicha veta. Se dispone de toda la información geológica necesaria para establecer los parámetros de diseño del plan explotación de estos recursos.

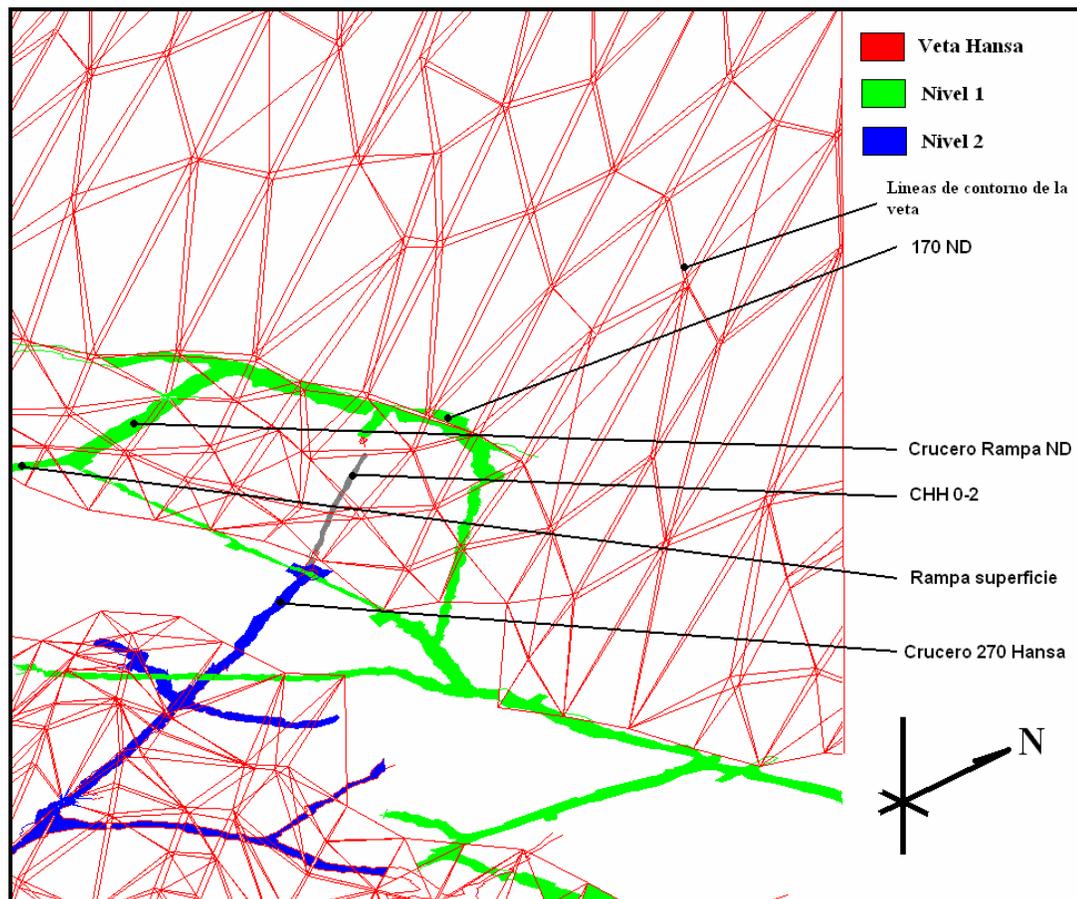


Ilustración 4.3: Disposición espacial de la veta Hansa, Niveles 1 y 2.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1.- ANÁLISIS LITOLÓGICO.

Por medio del análisis de los sondeos realizados desde los niveles 1 y 2 de la Mina Colombia además de los realizados desde superficie en el sector Caratal (ver ilustración 4.4), se realizó el estudio litológico del macizo rocoso presente en la zona Hansa, área norte del dique Laguna. Los sondeos realizados interceptan la estructura mineralizada identificada como veta Hansa y se procedió a la definición de las características estructurales y mineralógicas (coloración, tenor, dirección, inclinación, etc.).

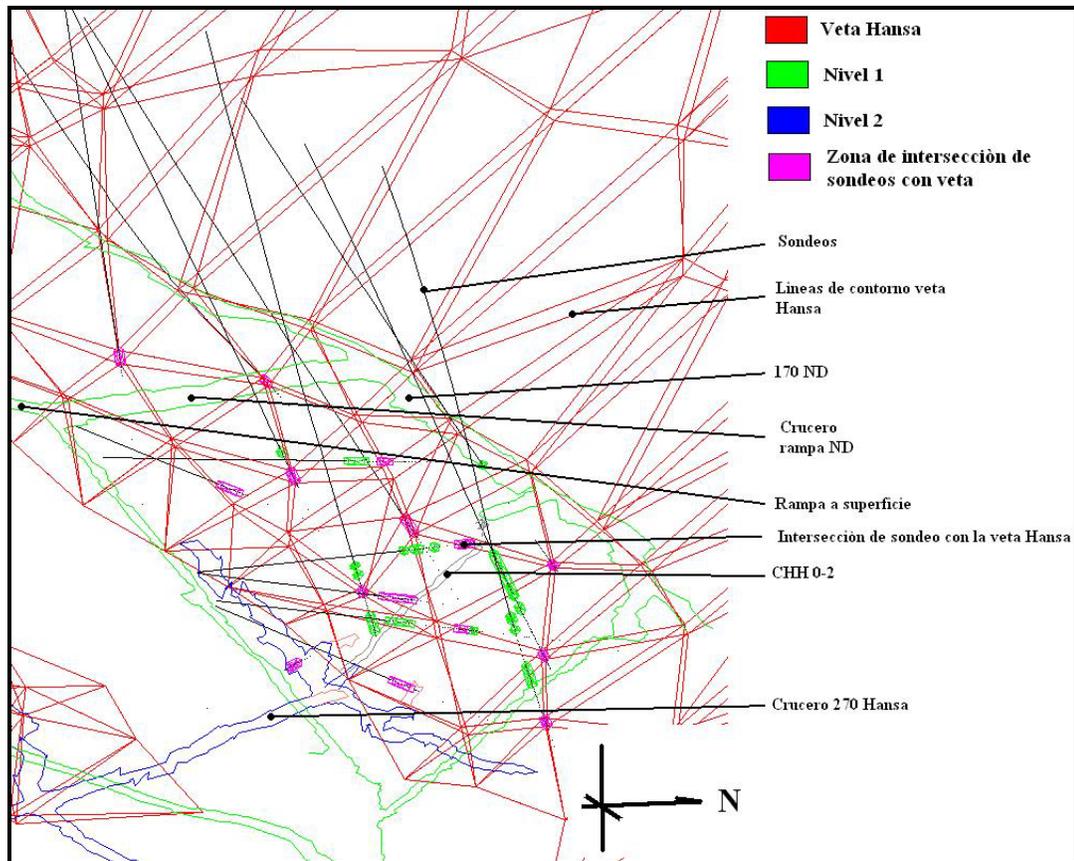


Ilustración 4.4: Sondeos realizados para la evaluación de la veta hansa.

Fuente: Elaboración propia.

Se tienen en total 16 sondeos, 8 sondeos perforados desde la superficie en el sector Caratal, 7 sondeos realizados desde la galería crucero Rampa en el Nivel 1 y un sondeo desde la galería crucero 270 Hansa del Nivel 2, estos sondeos se realizaron con la intención de aportar información de un área aproximada de 23000 m². Del estudio de los sondeos se obtuvo la secuencia litológica de la zona, caracterizadas por la presencia de:

- a) Zona saprolítica; es la zona más superficial, caracterizada por ser una arcilla de color amarillo cremoso a rojizo, semi-compactada y que en ocasiones se presenta intercalada con roca fresca en vías de meteorización. Varía entre 0 y 13 m. de espesor.
- b) Dique Laguna; una diabasa, caracterizada por ser una roca básica, de textura ofítica (entrelazamiento de los cristales de piroxeno y los de olivino) de grano grueso, sin mineralización y que en algunos intervalos se presenta intercalada por vetillas de poco espesor de cuarzo y de carbonatos. La dirección general del Dique es de 240°N y su buzamiento es casi vertical (80°SE), es una estructura lenticular de mucha extensión.
- c) Zona de transición; roca de granulometría más fina que el dique, mayormente intercalada con vetillas de cuarzo y carbonatos.
- d) Roca caja; caracterizada por ser una andesita. roca de origen volcánico transicional entre el basalto y la riolita, de color verde oscuro y en ocasiones muy alterada producto de soluciones hidrotermales; algunos autores señalan que las andesitas se forman a partir de la cristalización de un magma máfico

originalmente homogéneo, pero existe otra teoría que expresa que algunas andesitas están formadas por contaminación de fragmentos de la roca encajonante o por mezcla con otro magma. En reglas generales, se considera que las andesitas resultan de la silicificación del basalto por material síalico de la corteza.

- e) Zonas de alteración; se presentan, por lo general, como una roca de textura esquistosa y una coloración que varía entre un gris muy claro crema, en ocasiones es casi amarillo. Se observa la presencia de pirita (Py) de grano medio a fino. El espesor de esta zona es variado y se presenta antes y después de la zona de veta de forma casi paralela.
- f) Zona de veta; su espesor es variado, la roca se presenta con abundantes intercalaciones de cuarzo (algunas veces de varios centímetros de espesor), masiva. La zona es de coloración clara y está, por lo general, mineralizada.

4.2.2.- ANÁLISIS GEOLÓGICO.

La interpretación geológica de la veta Hansa, a partir de los sondeos realizados al norte del dique Laguna y de los levantamientos geológicos efectuados en las cámaras del nivel 3, concluyó que por el análisis del modelo geológico estructural presenta una dirección preferencial N60°-70°E, buzamiento de 30°SE y espesores de hasta 10 m, en el sector norte del dique Laguna (ver ilustración 4.5).

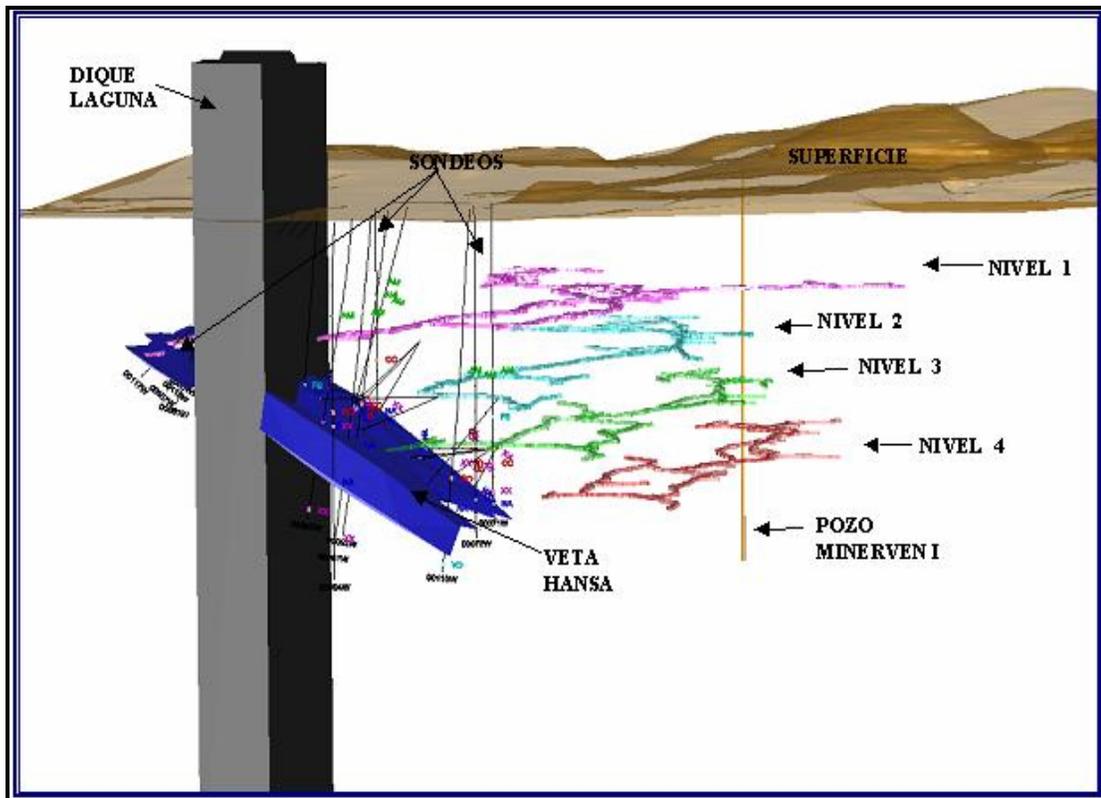


Ilustración 4.5: Modelo geológico de la veta Hansa
Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

El modelo de bloques básicos de evaluación (ilustración 4.6) permite una representación gráfica de la veta y muestra la distribución de tenores en un volumen que describe el cuerpo mineralizado. Este modelo de bloques con la estimación de las concentraciones de oro obtenidas con el uso de herramientas geoestadísticas, constituye la evaluación de recursos geológicos de la veta Hansa, mediante el software minero GEMCOM.

La dirección de la mineralización de la veta Hansa, de acuerdo al modelo de bloques, es de N 60° E y su buzamiento es de 30° SE, con un predominio de valores de tenores entre 10 y 15 gr/tn al noroeste del dique Laguna y una pequeña concentración de tenores mayores a los 15 gr/tn hacia el sureste. También se pudo

concluir mediante el modelo de bloque que los valores de tenores se incrementan con la profundidad.

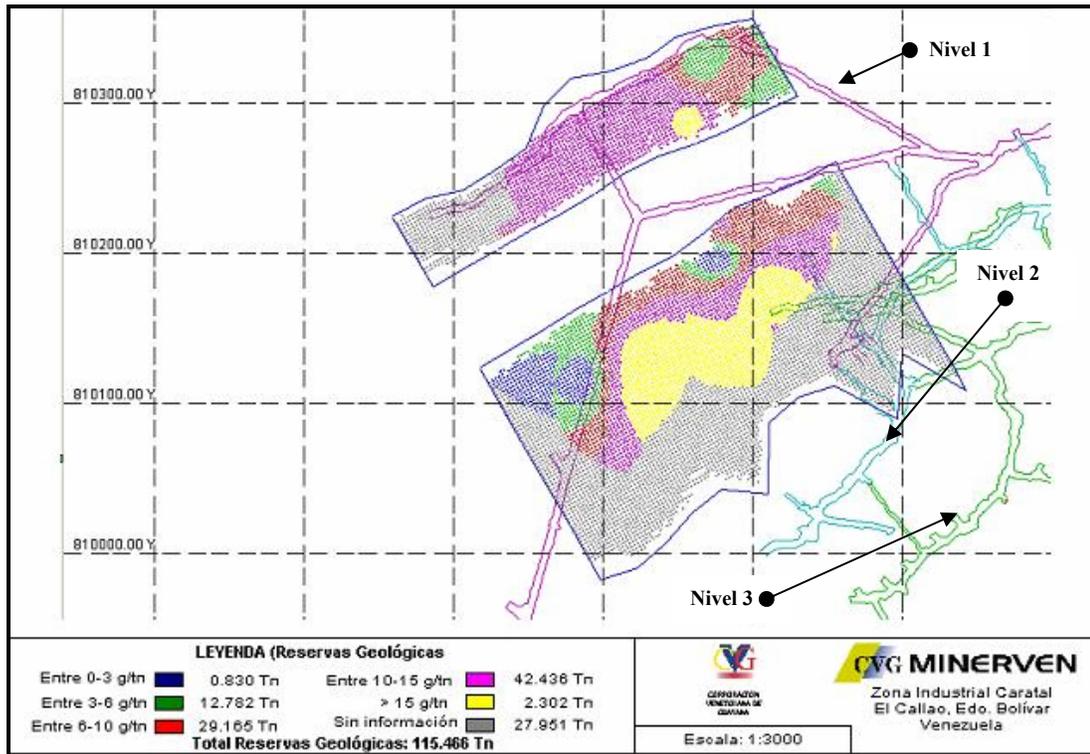


Ilustración 4.6: Modelo bloque de la veta Hansa (Dpto. Geología Minerven)

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

4.2.3.- ANÁLISIS DE LAS CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA.

La empresa canadiense SCN Lavalin, S.A. realizó estudios de caracterización geomecánica de la zona en estudio que fueron complementados con la observación microscópica realizada en el marco del trabajo de reinterpretación geológica de CVG Minerven, las características mecánicas de la roca identificadas fueron:

- Predominio de ángulos medios (entre 30° y 60°) para las fracturas naturales de la roca, es decir, el corte del eje del núcleo o ángulo medido con respecto del plano vertical.
- La roca presenta una resistencia que varía entre 100 y 250 Mpa. clasificándola como una roca de consistencia Muy Fuerte.
- La meteorización está casi ausente razón por la cual es considerada como roca fresca.
- En cuanto a la discontinuidad superficial para las escalas de mayor rugosidad (expresadas en metros) y de menor rugosidad (expresadas en milímetros) es de 4 y 8 respectivamente, siendo la primera de apariencia textural ligeramente ondulada y la segunda de plano suave.
- La clasificación terreno-agua es de tipo seca y no se observan intrusiones visibles a lo largo del núcleo.

4.3.- EVALUACIÓN DE RECURSOS.

El modelo de bloque (ilustración 4.6) fue creado con la finalidad de estimar el volumen de reservas de mineral aurífero contenido en la veta Hansa al norte del dique Laguna, mediante el uso del programa GEMCOM, a partir de los sondeos realizados en la Mina Colombia desde la superficie entre las secciones 875W y 1050W.

Para éste efecto se obtuvo el archivo de extracción, como una herramienta del programa minero GEMCOM, el cual calcula los tenores compuestos utilizando la

información de litología. Se entiende por compuesto el tenor promedio en el intervalo de la veta en cada sondeo, obtenido como la media ponderada de los tenores de testigos analizados en la veta.

El análisis geoestadístico permite conocer mediante el histograma la distribución real de los datos obtenidos con el archivo de extracción y determina el Coeficiente de Variación (C.V). Este coeficiente de variación debe ser o por lo menos se recomienda que sea menor o muy próximo a uno (1), puesto que éste índice es muy superior a 1, significa que los datos no son homogéneos, evidencia la existencia de un efecto pepita que no es más que una reminiscencia de una estructura geológica muy aleatoria que ha sido sobrepasada por la escala de los datos disponibles. Si el coeficiente de variación es muy superior a 1 se proceden a corregir los datos de la siguiente manera:

- a. En base a los resultados del histograma se toman los datos que se agrupan dentro del 98% percentil, el tenor de estos datos sustituye a todos aquellos tenores cuyos valores sean superiores al 98% percentil. Esto se hace con la finalidad de eliminar el efecto de pepita y limitar el análisis a la estructura mineralizada sin la distorsión del factor aleatorio de los valores extremos superiores.
- b. Luego se crea nuevamente el archivo de extracción y se observa el comportamiento del histograma y el valor del C.V. El proceso descrito anteriormente se realiza hasta obtener un C.V cercano a uno (1).

En efecto, se obtuvo el histograma de los tenores compuestos y se encontró un coeficiente de variación de 1.335, evidenciando escasa homogeneidad de los datos, en consecuencia, la existencia de valores anómalos (efecto pepita) que restan confiabilidad a los resultados del modelo de bloques y del cálculo de reservas.

Para la corrección de los valores anómalos se procedió de acuerdo al procedimiento del 98% percentil. El histograma con los valores corregidos (Ilustración 4.7) da un coeficiente de variación de 1.055, de manera que su confiabilidad es mayor que el anterior.

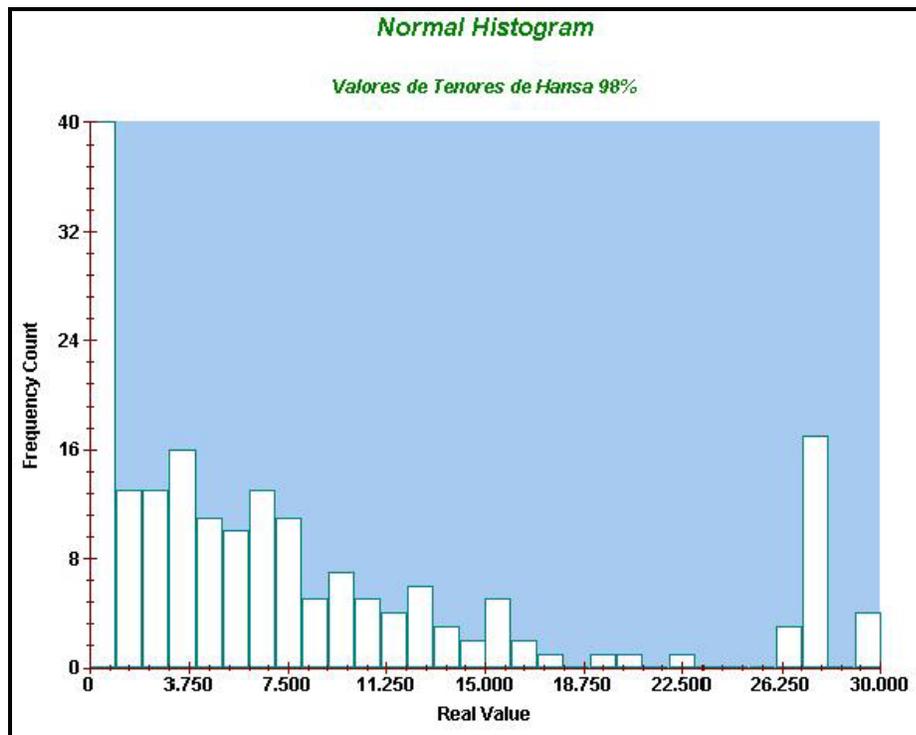


Ilustración 4.7: Histograma de valores tenores corregidos (98% percentil).

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

La caracterización de la distribución en el espacio de los tenores en zona mineralizada se obtiene por medio del variograma calculado con los compuestos del

98% percentil. El método de ajuste de un modelo de variograma consiste en trazar una recta tangente que solape lo mejor posible a los valores del variograma experimental. Éste ajuste permite obtener los valores del radio de influencia y la meseta del variograma, parámetros necesarios para la formulación del modelo de bloques.

Con el variograma se determinaron los parámetros para el modelo de bloques, esto es: el ángulo de captura de 45° , el efecto pepita de 2.85, el rango o alcance del variograma de 52m (ver ilustración 4.8).

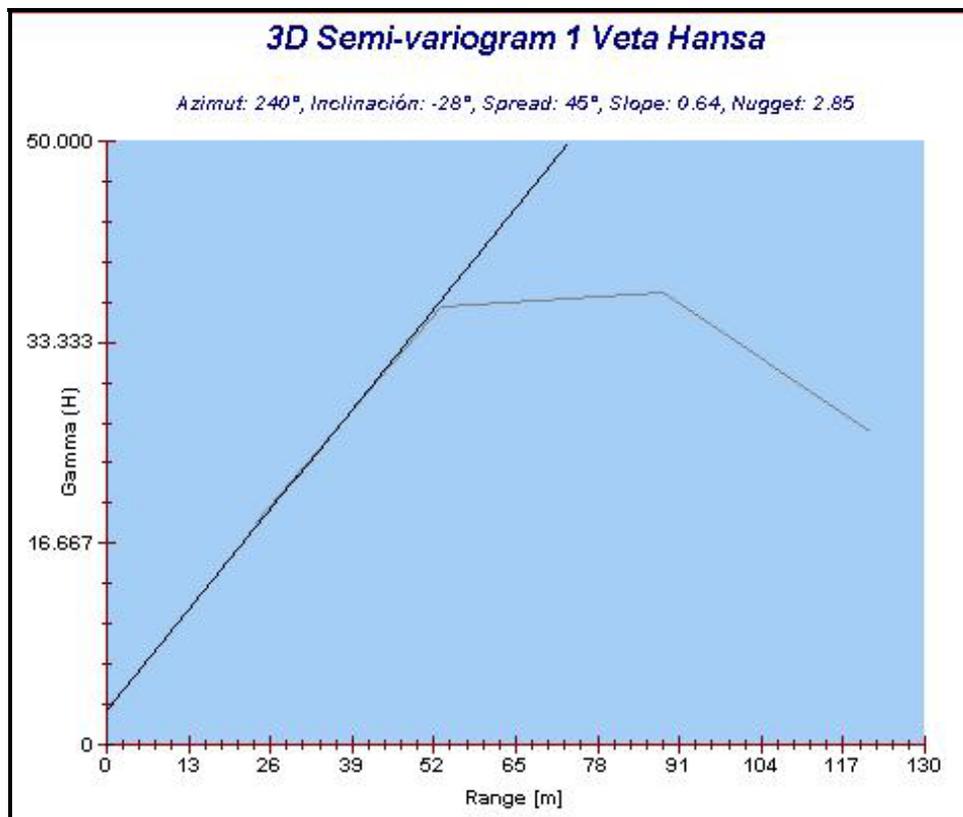


Ilustración 4.8: Variograma para la veta Hansa Norte del dique Laguna.

Fuente: Dpto. Geología CVG Minerven.

El modelo de bloques consiste en abatir la veta en un plano horizontal y dividirlo en celdas cuadrangulares. Se determina el número de filas y columnas de manera que se abarque toda el área de la veta, posteriormente se procede a interpolar los valores de los tenores obtenidos de los archivos de extracción, utilizando el método de del inverso de la distancia al cuadrado y de ésta manera estimar el tenor de cada celda.

Para el procedimiento de cálculo se consideró el área de influencia obtenida del alcance del variograma. De los cálculos se obtienen los tenores y potencias estimadas para las celdas, con las cuales se proyectan las líneas de isotenores. Los valores en toneladas y tenores de cada celda permiten obtener la estimación de las reservas.

Como se ha indicado, el cálculo de reservas se obtiene con el programa GEMCOM tomando en consideración la densidad del material. Los resultados se conocen como reservas probadas.

El método de la ponderación según el inverso de la distancia al cuadrado consiste en la estimación de la variable (tenor, potencia) de cada celda haciendo influir la información de los sondeos del entorno, respetando el radio de influencia o rango. El factor de ponderación de cada dato de sondeo es inverso a la distancia al cuadrado entre el centro de la celda y las muestras consideradas.

La densidad de la roca es de 2.8 Ton/m^3 y la potencia de la veta es 4 m aproximadamente. Estos factores permiten estimar las toneladas de mineral de cada celda.

Por último, la suma de todas las celdas dan un resultado general de 115.466,00 toneladas de reservas geológicas probadas con un tenor promedio de 10,00 gr/Ton.

CAPITULO V

DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

A la veta Hansa, al norte del dique Laguna, se accede desde el nivel 2 de la Mina Colombia por la galería 270 crucero Hansa, ésta galería tiene una longitud de 160 m con dirección N36°W y asciende al norte con una pendiente aproximada 8°. La galería 270 crucero Hansa se extiende desde la coordenada (631.073 E, 810.148 N) hasta la coordenada (630.973 E, 810.282 N) en el sistema UTM.

Perpendicularmente, y en el extremo final a la galería crucero se encuentra la galería 270 Hansa, con una longitud aproximada de 60 m y dirección N68°E, desarrollada mediante el avance de dos frente con igual dirección y sentido opuesto, siguiendo el rumbo de la veta, con pendiente de 4°, con un sentido al Este y la otra hacia el Oeste, el área se encuentra a 1.25 Km de las escombreras internas de la mina y a 1.3 Km del pozo principal Minerven I.

En el extremo final de la galería crucero existe una chimenea de ventilación que comunica el Nivel 1 de la mina y por esta chimenea entra parte del aire fresco no viciado al nivel 2. Ésta chimenea fue excavada en veta y tiene una longitud de aproximadamente 36 m con pendiente de 45°, se extiende desde la coordenada (630.972 E, 810.285 N) hasta la coordenada (630.962 E, 810.310 N), (ver ilustración 5.1 y 5.2).

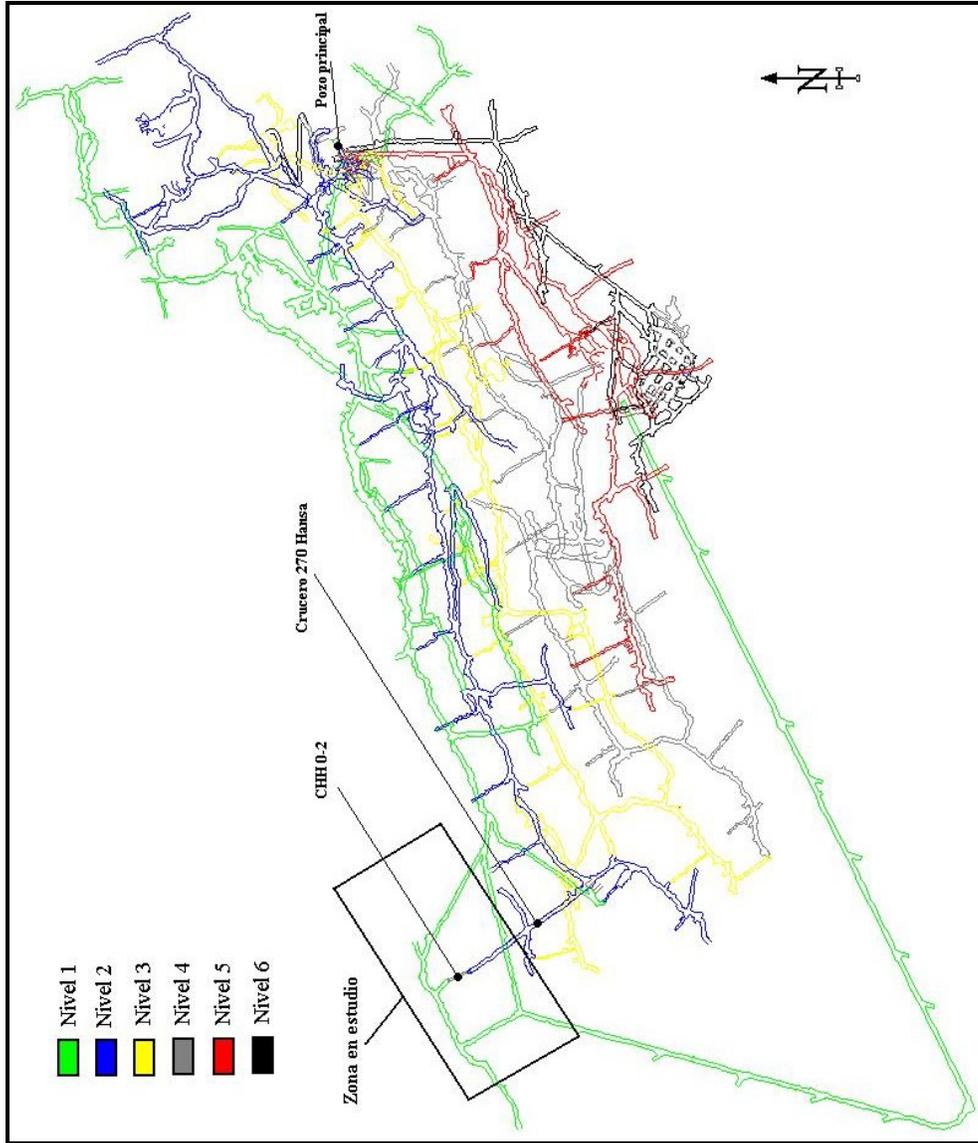


Ilustración 5.1: Ubicación en la mina de la zona en estudio.
Fuente: Dpto. de Geología CVG Minervén.

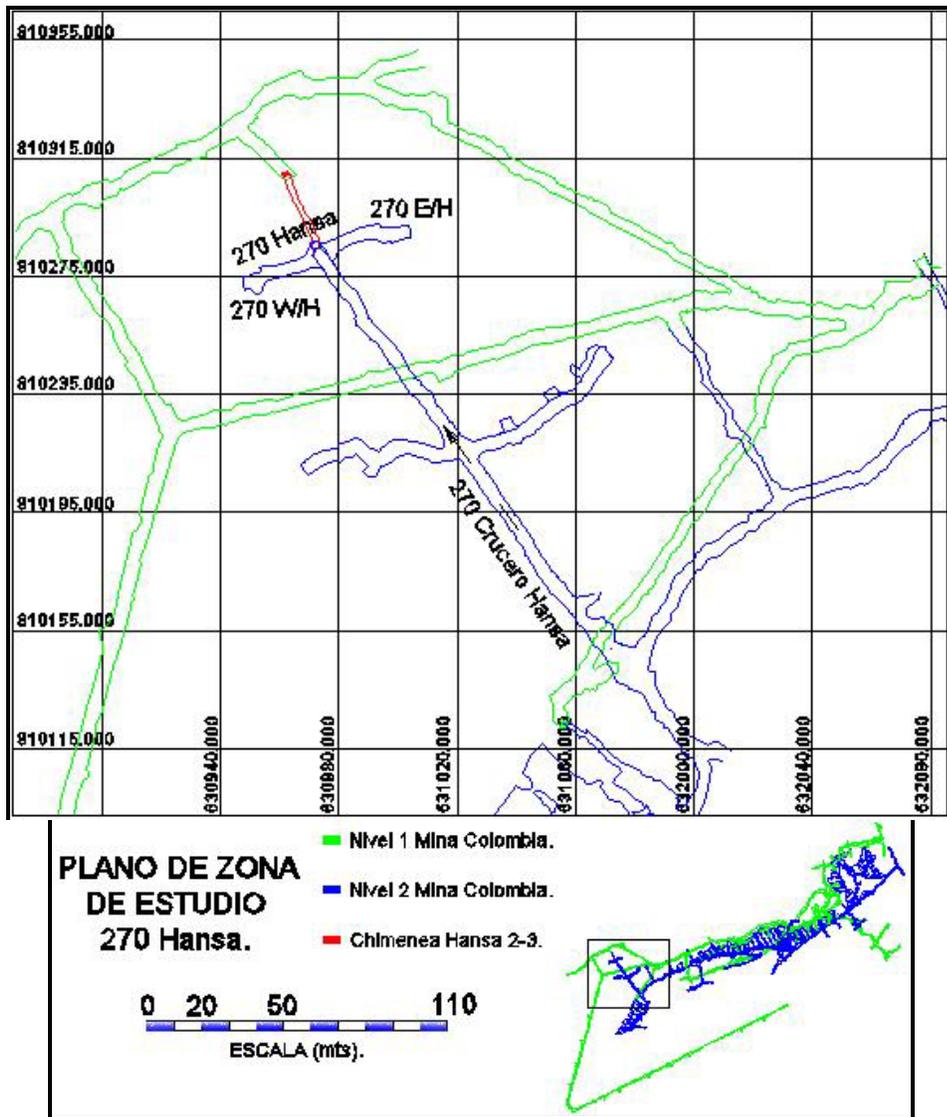


Ilustración 5.2: Ubicación de la zona en estudio

Fuente: Elaboración propia.

5.1.- SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

La veta Hansa presenta un rumbo promedio de $N65^{\circ}E$ con buzamiento de $32^{\circ}SE$ según el modelo geológico y estructural de la mineralización, la potencia de esta estructura es de 4.5 m aproximadamente. Con estas características de la

continuidad de la estructura, la geología del área mineralizada, la distribución de tenores y las características geomecánicas se realizó la selección y diseño del método de explotación más conveniente.

En el capítulo 3 se describió conceptualmente el método de explotación por cámaras y pilares y el método de cámaras y almacén; precisamente estos métodos son los más utilizados en la explotación de mineral en la Mina Colombia. Estos métodos de explotación pueden ser aplicados en estructuras tabulares con buzamiento intermedio y con potencias de 2 a 20 m, de manera que la veta Hansa con su morfología tabular, potencia cercana a los 4.5 m, buzamiento de 32°, marcada continuidad geológico-estructural y una buena calidad de roca en toda la veta, permite que sea viable su aplicación para el aprovechamiento de tales recursos minerales.

Tomando en cuenta las características de la veta en cuestión y dado que en otras zonas de la Mina Colombia que muestran características similares que la veta Hansa han sido explotadas por los métodos mencionados con muy buenos resultados, se procedió a la selección de estos métodos para la explotación de los recursos de la veta Hansa. De ésta manera el problema se limita a optimizar la experiencia obtenida en la explotación de áreas similares y asegurar la adecuada infraestructura de servicios requeridos.

5.2.- DISEÑO DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN

Un bloque de explotación es un volumen determinado de mineral que constituye una unidad independiente de operación para la extracción de mineral. En la

Mina Colombia los bloques de explotación están definidos por 80 m de desarrollo en el sentido del rumbo de la veta y están limitados por dos galerías en veta. (ver ilustración 5.3).

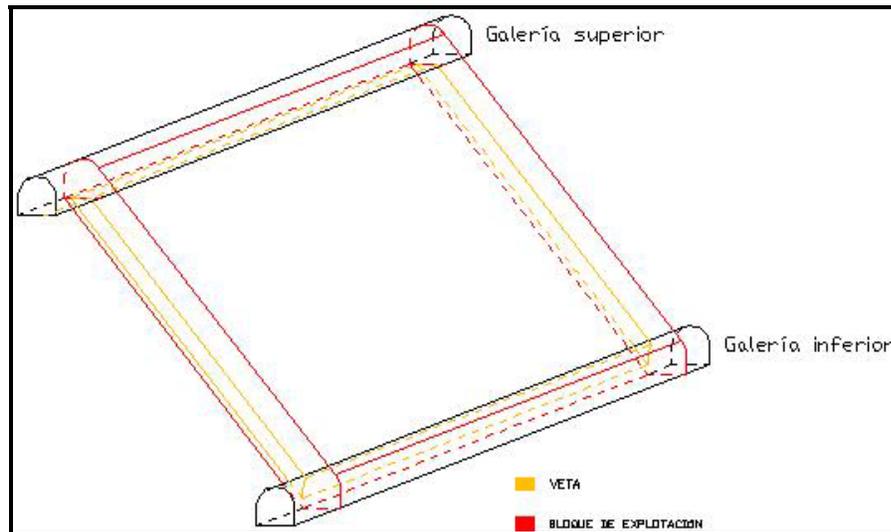


Ilustración 5.3: Bosquejo de un bloque de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

El diseño de la explotación consistió en definir en primer término las dimensiones y las características de las cámaras de explotación, luego establecer la secuencia de explotación de los bloques a fin de lograr la máxima recuperación de los recursos geológicos disponibles con el menor costo de producción.

5.2.1.- DIMENSIONES DE CÁMARAS Y PILARES

Para el diseño de las cámaras de explotación es fundamental el estudio previo de mecánica de rocas en la zona a intervenir, con el objeto de calcular las

dimensiones de los frentes de producción y de los pilares para establecer condiciones seguras durante las operaciones mineras.

En el trabajo “Diseño de Pilares y Cámaras, Nivel 4 – Mina Colombia”, realizado por el Ing. Roberto Ucar (1990), se determinaron las características geomecánicas del macizo rocosos en base a ensayos de laboratorio a muestras extraídas en campo, a las cuales se les determinó la resistencia a la compresión sin confinar de la roca, utilizando conjuntamente el método de clasificación de macizos rocosos propuesto por Bieniawski y los criterios de rotura de Mohr-Coulomb y Hoek-Brown. Ucar utilizó métodos analíticos y numéricos para el diseño de pilares tales, como el método lineal, el exponencial y el método del núcleo confinado, métodos que relacionan la resistencia y características geomecánicas de la roca, dimensiones de pilares, presión ejercida a los pilares (Método del Área Tributaria) y el factor de seguridad de los pilares dadas determinadas dimensiones.

De ésta manera el Ing. Ucar determinó que el macizo rocoso se clasifica como roca fuerte a muy fuerte, con una resistencia a la compresión de 90 a 125 Mpa, además, plantea para las cámaras del Nivel 2 pilares de 32m^2 de área y con dimensiones de 4 m de ancho y 8 m de largo para un factor de seguridad (FS) de 1.9, también recomienda un ancho de cámaras de 15 m de luz (ver ilustración 5.4). las recomendaciones descritas se llevaron a cabo en las cámaras del Nivel 2, 3 y 4, determinándose que con tales dimensiones de cámaras y pilares se lograban los objetivos de manera satisfactoria. Ante estos resultados y la experiencia acumulada en operaciones similares en la mina, en el plan de explotación de la veta Hansa se utilizarán cámaras de 15 m de ancho y pilares de 4 m de ancho y 8 m de largo.

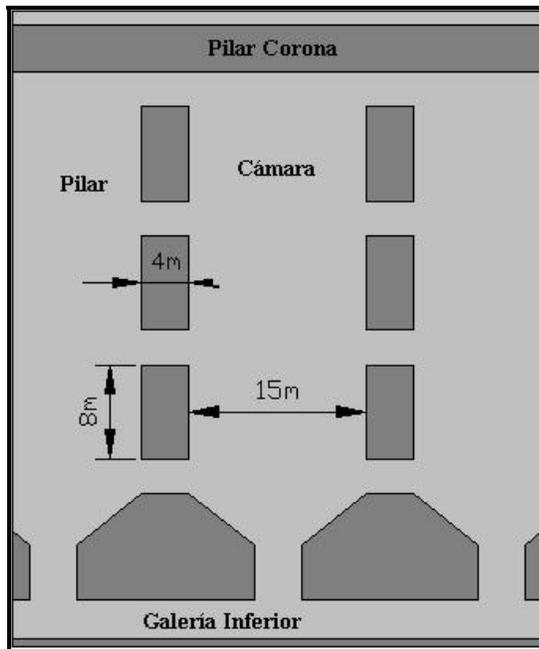


Ilustración 5.4: Esquema de cámaras y pilares.

Fuente: Elaboración propia.

El pilar Corona o de protección es una porción de material que se deja de explotar, con el objetivo de crear una zona de seguridad entre la cámara y la galería superior, en la Mina Colombia los pilares de protección tienen un espesor de 6 m.

5.2.2.- DEFINICIÓN DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN.

Para establecer los bloques de explotación, se deben tener en cuenta los requerimientos de ventilación en las zonas de trabajo, de modo que el diseño de bloques de explotación esté sujeto a la capacidad de ventilación que se puede ofrecer y la necesidad de crear accesos para el personal y equipos por chimeneas. Actualmente los equipos de ventilación secundaria (ventiladores auxiliares) existentes

en la empresa tienen un alcance efectivo de aproximadamente 100 m en galerías de 20 m² de sección, por esta razón se establecen los bloques de explotación, en general se delimitan en 80 m de desarrollo en el sentido del rumbo de la veta.

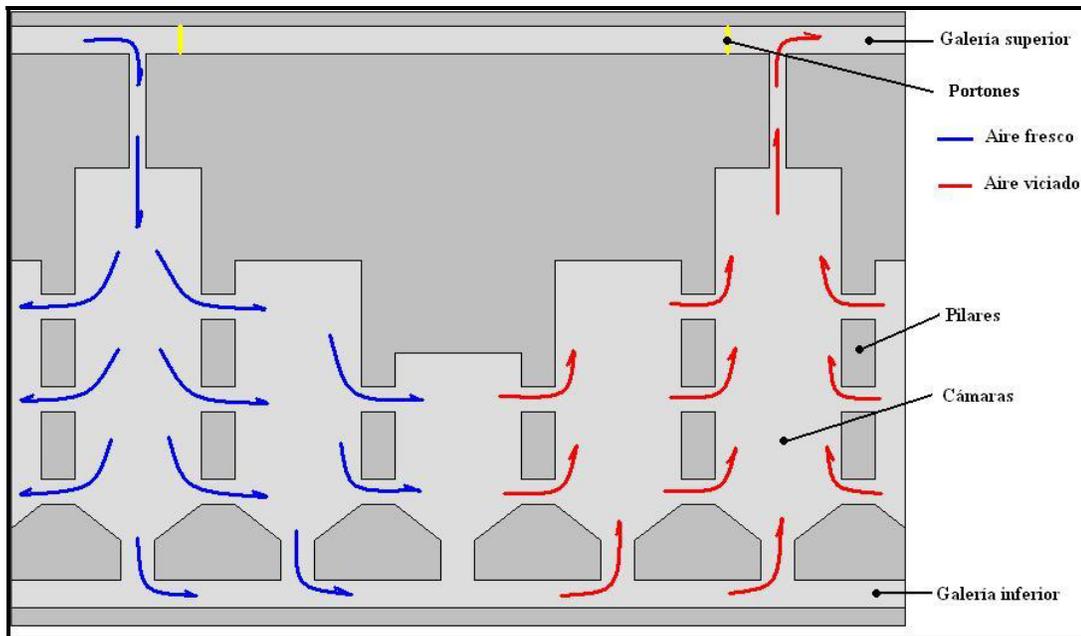


Ilustración 5.5: Esquema de ventilación dentro de las cámaras.

Fuente: Elaboración propia.

En la ilustración 5.5 se muestra el esquema de ventilación de las cámaras, el aire no viciado entra por la chimenea por la parte superior de la cámara del nivel superior, se distribuye a lo largo de la cámara y parte del aire circula por los accesos y otra parte por la galería inferior, en seguida el aire ingresa a las cámaras contiguas y posteriormente el aire viciado egresa de las cámaras por otra chimenea al nivel superior.

La veta Hansa desde el dique Laguna, en sentido ascendente del buzamiento, hasta el nivel 1 tiene una longitud de aproximadamente 43 m; dada esta condición, los bloques de explotación estarán constituidos por cuatro (4) cámaras con 80 m de ancho en sentido de las galerías de desarrollo, 43 m de longitud y 5 m de altura.

Como se muestra en el modelo de bloques realizado por el departamento de geología de la empresa (Capítulo 4), los tenores de la veta Hansa al norte del dique Laguna varían a lo largo del rumbo; al oeste de la veta se observan tenores de 10 a 15 gr/Tn , y a una distancia de 130 m a partir de la galería 270 crucero Hansa los tenores de la veta son de 3 a 6 gr/Tn , pero al este de la galería crucero los tenores varían tanto a lo largo del rumbo como en dirección del buzamiento, hasta una distancia de 89 m de la galería crucero; se observa al este una zona con tenores de 10 a 15 gr/Tn en la parte cercana a la galería y en la parte mas alejada zonas con tenores que varían de 6 a 10 gr/Tn y mayores de 15 gr/Tn .

El tenor de corte establecido en la Mina Colombia es de 4,5 gr/Tn . Este parámetro es el tenor límite de explotación y corresponde a aquel donde el beneficio económico es igual al costo de extracción de la mena. En términos más generales, el tenor de corte es el tenor mínimo de explotación que permite maximizar el beneficio económico del proyecto minero, en consecuencia tiene una importancia fundamental como criterio de selección y diseño a fin de discriminar la mena del estéril.

Así entonces tomando en cuenta este criterio de tenor de corte para la explotación de los recursos de la Mina Colombia, se determina que la zona que puede ser explotada con beneficio económico, pero solo limitada a una distancia horizontal de 219 m (130m al Oeste y 89m al Este de la galería crucero), con esta información

se puede establecer los bloques de explotación para la veta Hansa (ver ilustración 5.6).

En el área se definen tres bloques de explotación, un bloque ubicado en la galería 270E/H definido como Bloque 1 y que está dividido en cuatro cámaras de explotación, este bloque está separado de la chimenea 2-3 a 6 m de distancia para conservar un espacio de seguridad, los Bloques 2 y 3 están ubicados en la galería 270 W/H. El Bloque 2, al igual que el Bloque 1 está también separado de la chimenea a 6 m de distancia (ver ilustración 5.7).

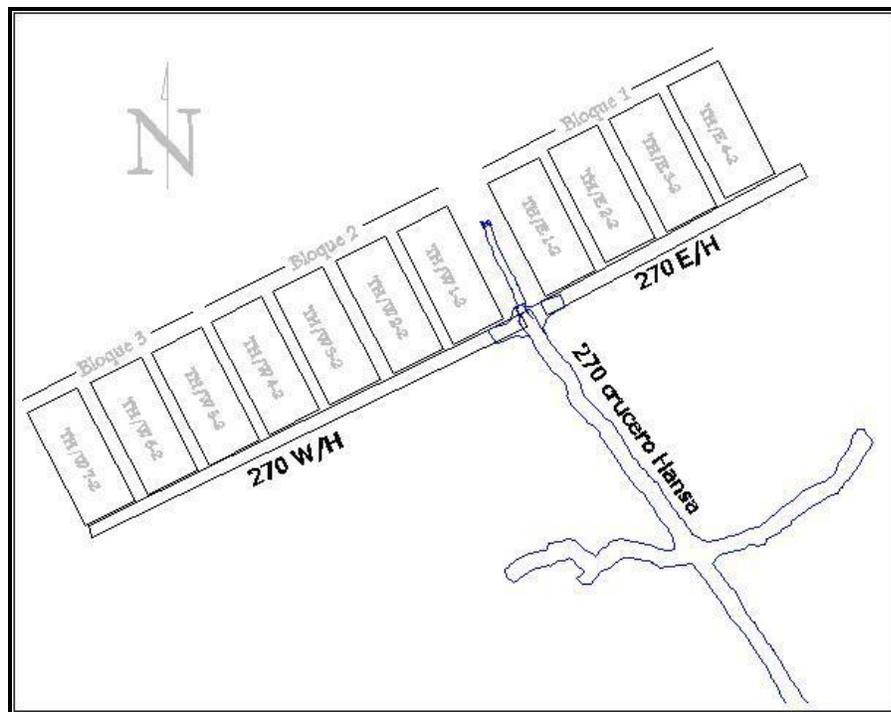


Ilustración 5.6: Determinación de los bloques de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

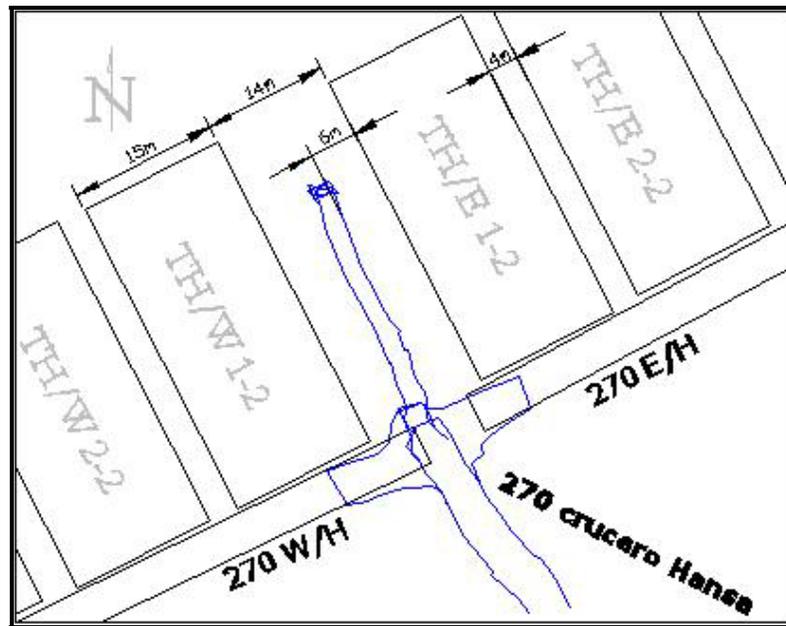


Ilustración 5.7: Dimensiones entre bloques de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

A diferencia de los otros bloques de explotación el Bloque 3 solo tiene tres cámaras de explotación, esto se debe a que el diseño de una cuarta cámara la dejaría en una zona de la veta con tenores y que se estiman por debajo del tenor de corte.

5.3.- PREPARACIÓN Y DESARROLLO MINERO

El desarrollo minero son todas las labores de excavación que se realizan para tener acceso a las reservas y realizar la explotación. Como labores de desarrollo se consideran los cruces de nivel, estos se excavan a través de material estéril y van desde la boca del pozo hasta la zona mineralizada, luego a partir de los cruces de nivel se realizan las galerías de desarrollo con el propósito de acceder a las reservas y

se aprovechan para reconocimiento detallado de tales reservas y su reclasificación en consideración de la mayor precisión de su estimación de toneladas y tenores.

Las galerías se construyen generalmente en dirección al rumbo de la veta. Las dimensiones de las secciones de galerías se define en función del tamaño de los equipos de acarreo, instalaciones de los ductos y mangas de ventilación, tuberías de servicios de agua, tuberías de aire, línea de disparo, red eléctrica y línea de comunicación.

En la Mina Colombia la dimensión de las secciones de galerías de desarrollo son de 4.5 m de ancho y 3.8 m de altura. Los equipos de mayor envergadura que se desplazarán por las galerías son los equipos de acarreo con 3 m de ancho, el espacio excedente se estipula de 1.5 m (0.75 m entre el equipo y las paredes) para proporcionar libertad de maniobra al equipo y un espacio de seguridad para el personal que transita por la galería, aunque la altura de los equipos de acarreo es de 2.1 m aproximadamente la distancia entre el equipo y el techo se crea para no impedir la ventilación de la galería y la instalación de los ductos de ventilación ductos de aire, agua de servicio y electricidad. (ver ilustración 5.8)

Dentro de los desarrollos mineros se encuentran también las chimeneas que se utilizan para traspaso de personal, ventilación, acceso y servicios a las cámaras, etc.

Las labores de preparación son todas aquellas que se realizan para el comienzo de la explotación de las cámaras, la preparación de las cámaras consta de la excavación de las estocadas de buzón, buzón, Yee de buzón y estocada de rastrillo.

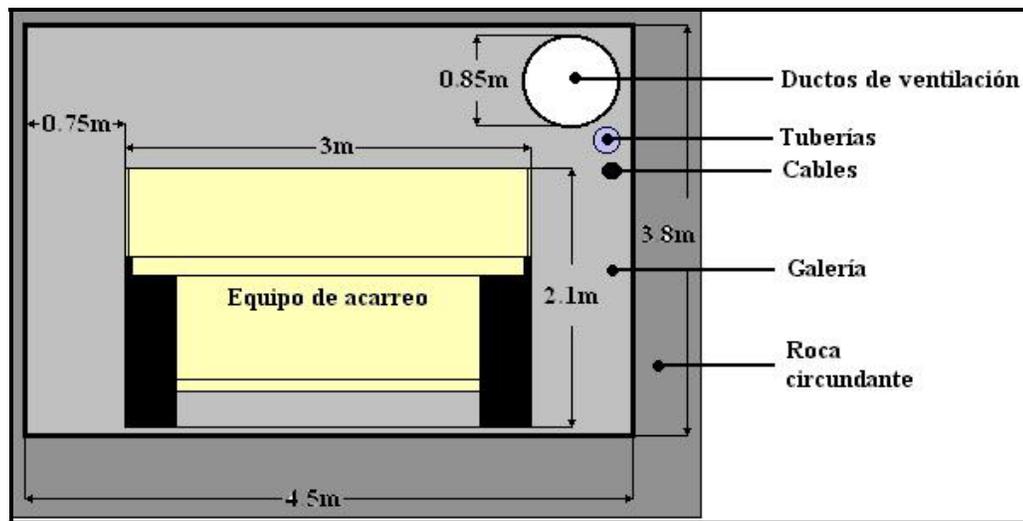


Ilustración 5.8: Sección transversal galería de desarrollo.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.1.- DESARROLLO EN VETA HANSA.

Como se comentó al comienzo de este capítulo, por la galería 270 crucero Hansa (Nivel 2) es por donde se accede a la veta en cuestión, al final de esta galería existe una chimenea de ventilación que desemboca en el Nivel 1, en la galería 170 norte del dique. A ambos lados de la galería 270 crucero Hansa, Este y Oeste, y con dirección siguiendo el rumbo de la veta se han excavado 30 m de la galería de desarrollo 270 Hansa, esta galería se encuentra aproximadamente a 6 m por debajo de la veta, en material estéril.

Tomando en cuenta la información geológica de la veta Hansa se plantea desarrollar la galería 270 E/H, hasta una distancia de 79 m, mientras que la galería 270 W/H hasta una distancia de 130 m, siguiendo ambas galerías el rumbo de la veta, a fin de cubrir todas las reservas recuperables del área. Estas galerías se deben

excavar con una pendiente de 10%, para interceptar a la veta, que se encuentra por encima de la galería, y luego proseguir el desarrollo de la galería en veta (ver ilustración 5.9).

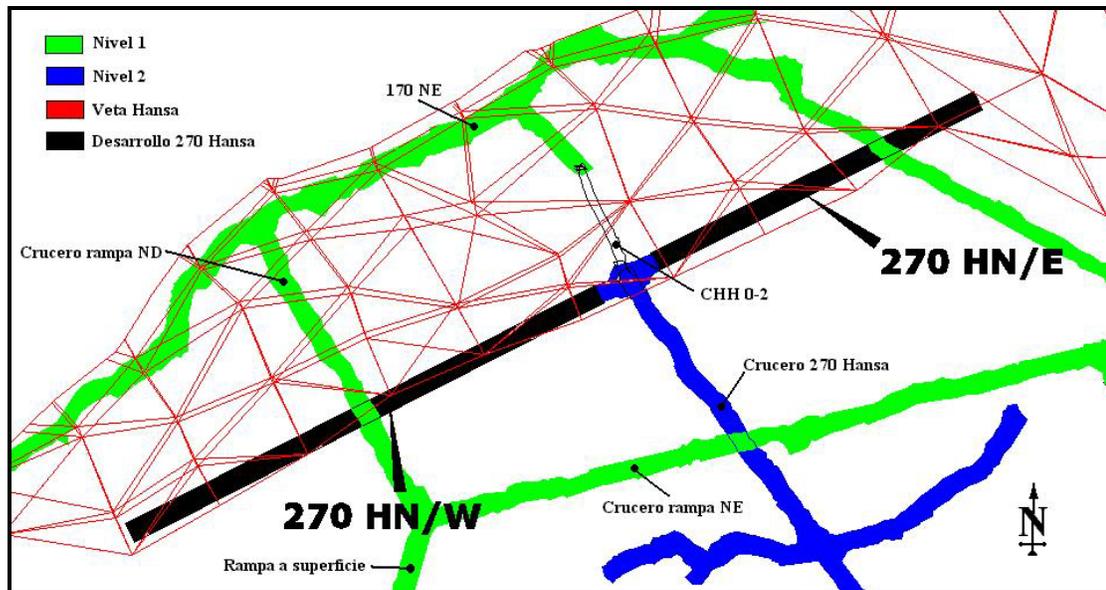


Ilustración 5.9: Desarrollo para la explotación de la veta Hansa.

Fuente: Elaboración propia.

La ilustración 5.9 muestra la disposición espacial de la veta Hansa por medio de líneas de contorno (líneas rojas) entre el Nivel 1 (líneas verdes) y Nivel 2 (líneas azules), en la ilustración se muestra además el diseño del desarrollo de la galería 270 Hansa (líneas negras).

Las dimensiones de la galería 270 Hansa serán de 4.50 m de ancho y 3.80 m de altura, el avance de los frentes se realizará por medio de perforación y voladura. La perforación se realiza con equipos manuales de aire comprimido, la longitud de las perforaciones son de 2.30 m y de 38 mm de diámetro.

El patrón de voladura que se adopta para el avance de las galerías corresponde a un diseño de 40 perforaciones con 0.70 m de retiro y 0.60 m de espaciamiento, 10 perforaciones de cuele (ver ilustración 5.10).

La voladura de los frentes se prepara cargando las perforaciones con ANFO, la iniciación del explosivo se realizara por medio de detonadores Nonel, que se conectan a un cordón detonante y este a su vez es iniciado por detonación eléctrica.

En la ilustración 5.10, se muestra el patrón de perforación usado en las galerías de desarrollo.

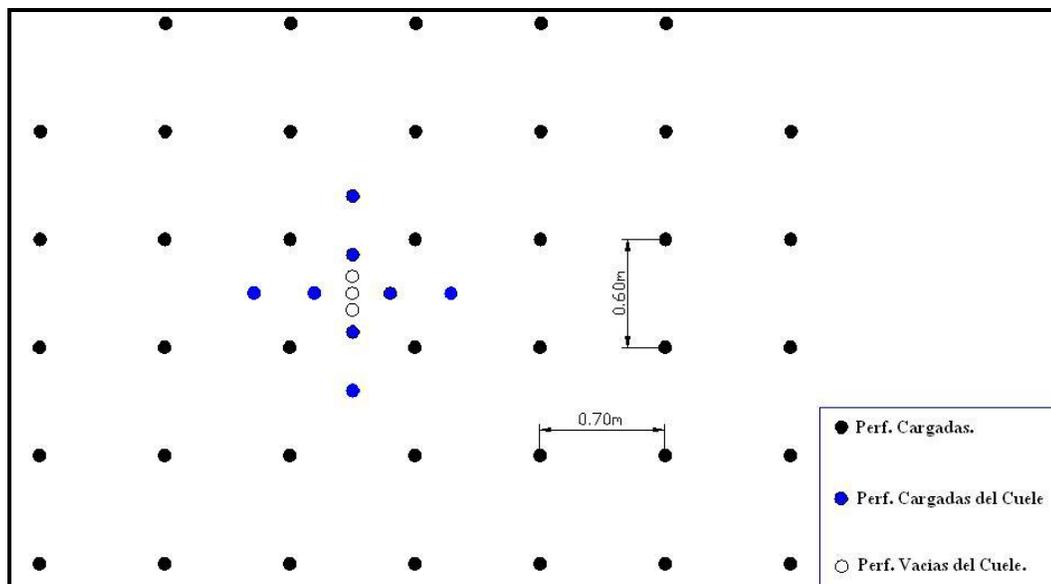


Ilustración 5.10: Patrón de voladura para galerías de desarrollo.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.- PREPARACIÓN EN LA VETA HANSA.

Antes de comenzar la explotación de las cámaras se procede a ejecutar labores de preparación hasta lograr las condiciones necesarias para iniciar la extracción de mineral, estas labores son la excavaciones de estocadas de buzón, buzón y Yee de buzón, chimeneas de ventilación, accesos, etc.

5.3.2.1.- Estocadas de buzón.

Las estocadas de buzón son galerías de accesos que comunican la cámara con el nivel de acarreo y sirven como almacén para el mineral que es arrancado, el cual cae libremente o con el uso de rastrillos desde el frente de la cámara a la galería, facilitando la carga del mismo. Las dimensiones de las estocadas están definidas por las dimensiones de los equipos de carga, normalmente en la mina Colombia son de 6 m de longitud, 3.5 m de ancho y alto.

Las estocadas se realizan perpendiculares a al nivel principal de desarrollo tal como se muestra en la figura (a) de la ilustración 5.11, aunque en este tipo de estocada se observa que los equipos de carga son sometidos a esfuerzos adicionales durante las maniobras debido al ángulo de las estocadas con respecto a la galería de desarrollo, ocasionando desgastes mayores y debilitamiento en las partes de articulación y tracción de los equipos de carga.

En el presente trabajo se propone un tipo de estocada que disminuiría los esfuerzos de maniobra de los equipos en las labores de carga, el modelo propuesto se

observa en la figura (b) de la ilustración 5.11, este tipo de estocada es excavada con un ángulo de 35° con respecto a la galería de desarrollo, ya que normalmente los equipos de carga utilizados en la mina Colombia poseen igual ángulo óptimo de capacidad de maniobra, por otra parte se crea un muro entre la estocada y la galería suficientemente resistente capaz de contener el material almacenad; con ésta propuesta se espera además disminuir los tiempos de carga y acarreo.

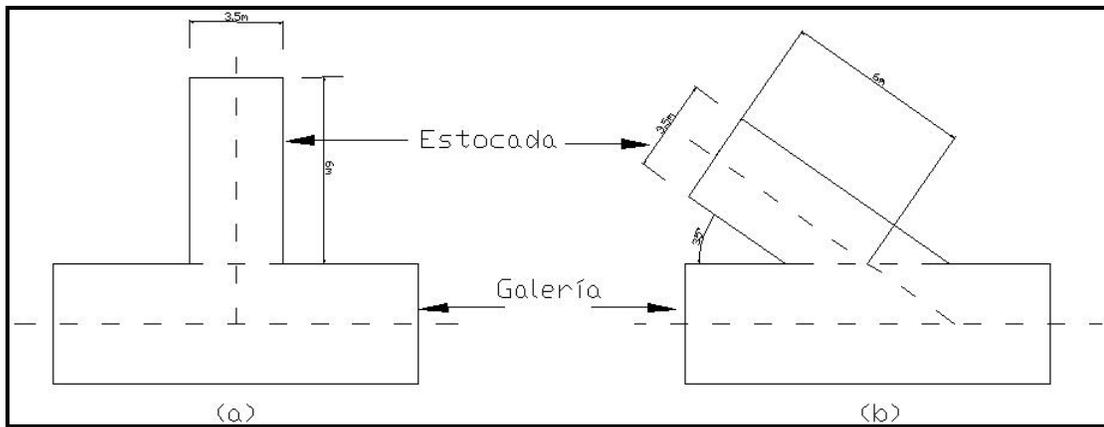


Ilustración 5.11: Esquema del tipo de estocadas.

Fuente: Elaboración propia.

El patrón de voladura adoptado para esta labor consiste en 25 perforaciones con 0.70 m de retiro y espaciamiento, 11 perforaciones de cuele (ver ilustración 5.12), la voladura se ejecutará de igual manera que los frentes de desarrollos.

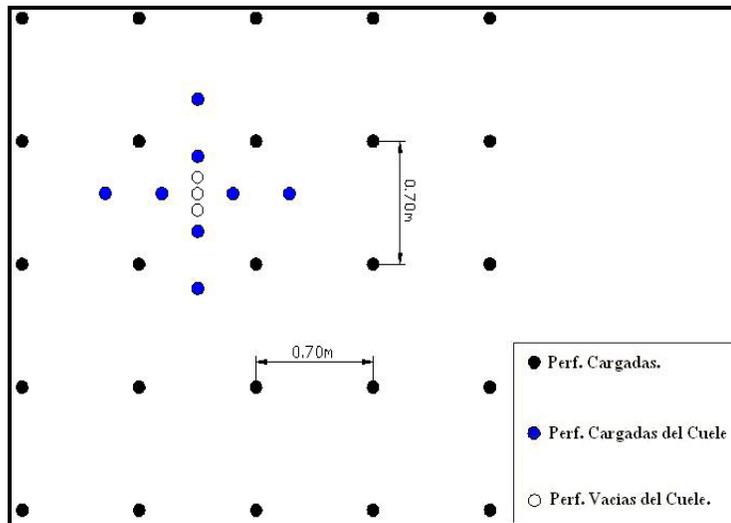


Ilustración 5.12: Patrón de voladura para estocadas de buzón.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.2.- Buzón.

El buzón es la conexión entre la Yee y la estocada de buzón, esta preparación se realiza con el objetivo de conducir el material arrancado de la cámara a la estocada, las dimensiones del buzón son de 2 m de ancho y largo, mientras que la altura varía dependiendo de la distancia en que se encuentre la veta o estructura a explotar (ver ilustración 5.13). El patrón de voladura adoptado para esta labor consiste en 25 perforaciones con 0.65 m de retiro y espaciamiento, 11 perforaciones de cuele (ver ilustración 5.14), la voladura de los frentes se ejecuta de igual manera que los frentes de desarrollo.

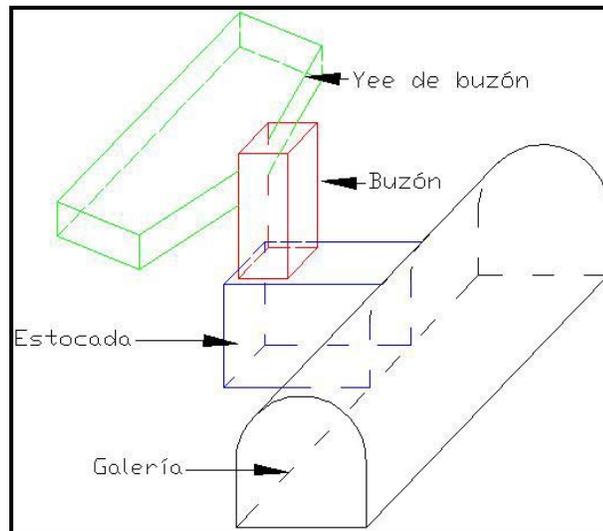


Ilustración 5.13: Labores de preparación minera.

Fuente: Elaboración propia.

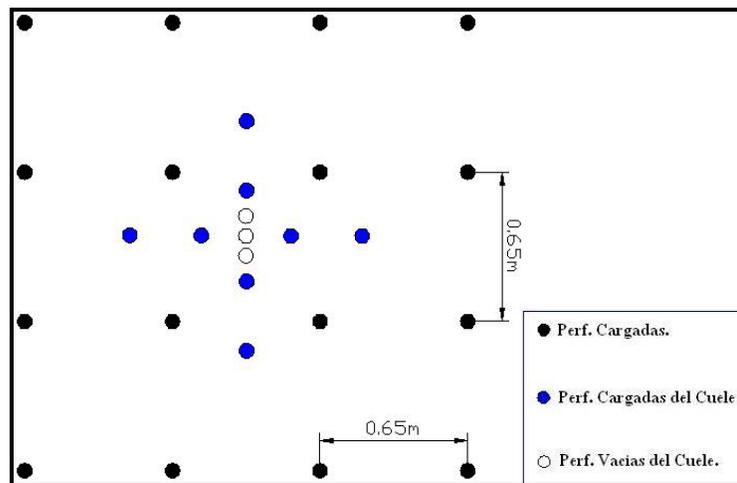


Ilustración 5.14: Patrón de voladura para buzónes.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.3.- Yee de buzón.

Son las labores de preparación que definen la base de la cámara de explotación, esta recolecta todo el material arrancado y lo concentra en el buzón, está

excavada en veta y sus dimensiones se presentan en la ilustración 5.15, vistas en planta, la altura depende de la potencia de la veta, en Hansa es de 3 a 5 m.

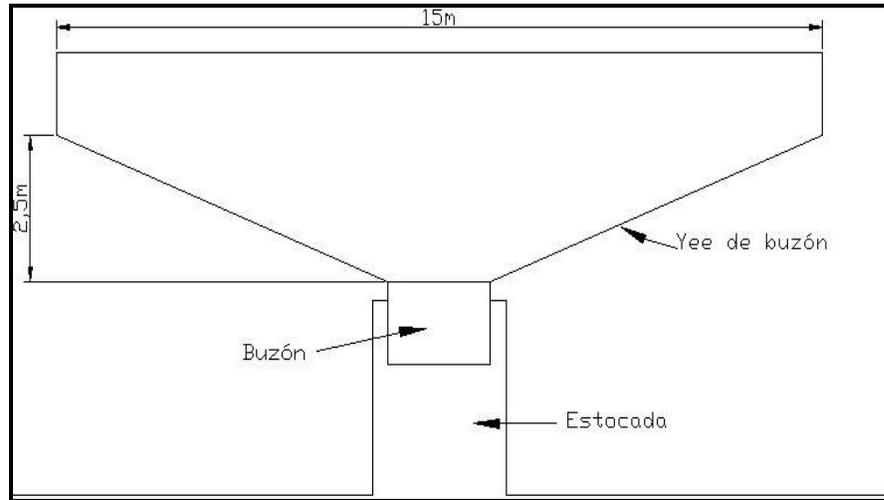


Ilustración 5.15: Bosquejo de la Yee de buzón.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.4.- Chimeneas.

Las chimeneas son excavaciones realizadas en veta para conectar dos niveles, su objetivo es servir como vías de circulación de aire para la ventilación, traspaso de personal y equipos, líneas de servicio y también facilita la evaluación geológica de la veta. Las medidas de las chimeneas son de 2x2 m de área de sección (ver ilustración 5.16). Las chimeneas con cara libre, se construye en la dirección del Buzón, a 6.5 m de cada pilar (ver ilustración 5.17), tiene como función ofrecer una zona de menor resistencia para la fractura del mineral cuando se realiza el arranque en los frentes de las cámaras de explotación.

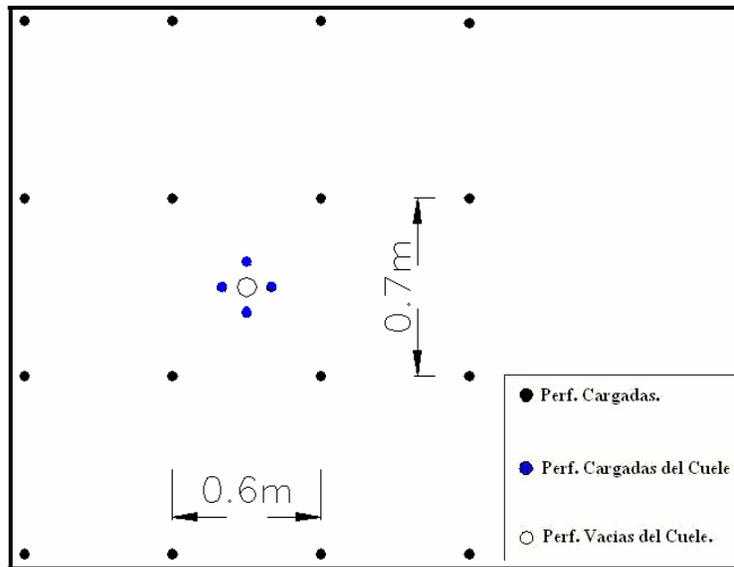


Ilustración 5.16: Patrón de voladura para chimeneas.
Fuente: Elaboración propia.

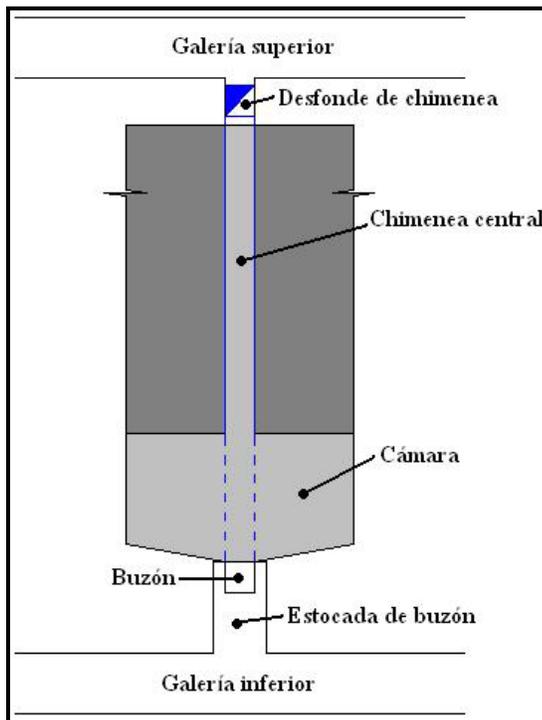


Ilustración 5.17: Vista en planta del esquema de una chimenea central.
Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.5.- Accesos.

Los accesos son aberturas que se realizan para comunicar las cámaras entre sí, se realizan para propiciar la ventilación de las cámaras, traspaso de personal y equipos de una cámara a otra. Los accesos son de 2 m de ancho y 2 m de alto, la longitud está dada por el espesor del pilar que en este trabajo es de 4 m. Los accesos están espaciados cada 8 m, en la ilustración 5.18 se muestra un esquema de las cámaras señalando los accesos de un bloque de explotación.

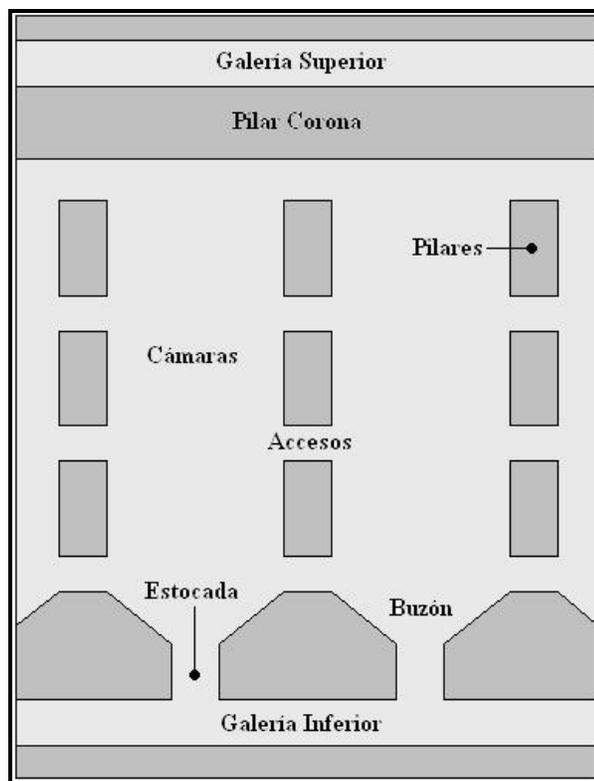


Ilustración 5.18: Esquema de accesos entre cámaras de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.6.- Estación de carga.

A medida que se avanza en el desarrollo de galerías la distancia entre el frente y la zona de carga del material al camión va aumentando, en consecuencia ésta situación hace que se extienda el tiempo de acarreo. La estación de carga es una excavación que se realiza en las galerías para maniobrar los equipos de carga (Payloaders), la cual se ubica cercana a las zonas de carga del 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 el área de Hansa se propone de 4.5 m de ancho, 5 m de alto y 6 m de profundidad (ver ilustraciones 5.19). Estas estaciones se construyen en las cercanías de chimeneas preferiblemente de reflujo ya que los gases expulsados por los equipos tengan fácil salida de la zona de trabajo.

Para que la carga del camión se pueda realizar correctamente se procede a ampliar la galería aumentando la altura de la misma hasta una altura de 5m. En la ilustración 5.20 se muestra una vista en planta de la ubicación de la estación de carga.

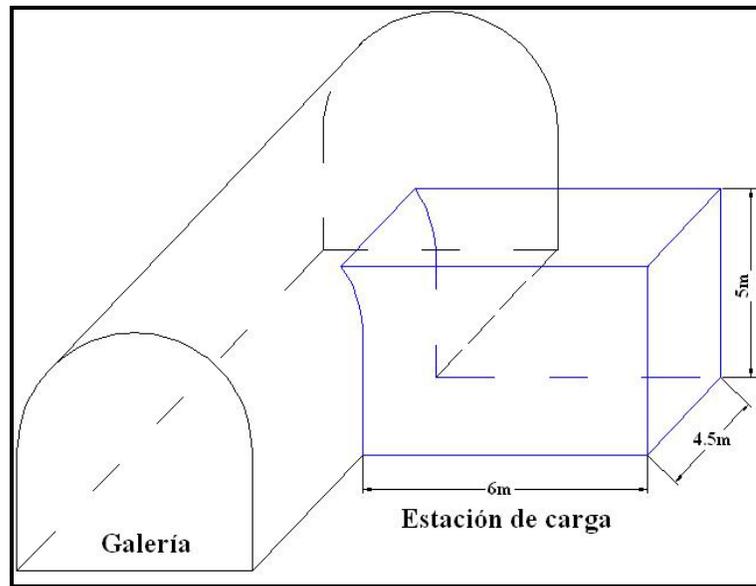


Ilustración 5.19: Esquema de estación de carga.

Fuente: Elaboración propia.

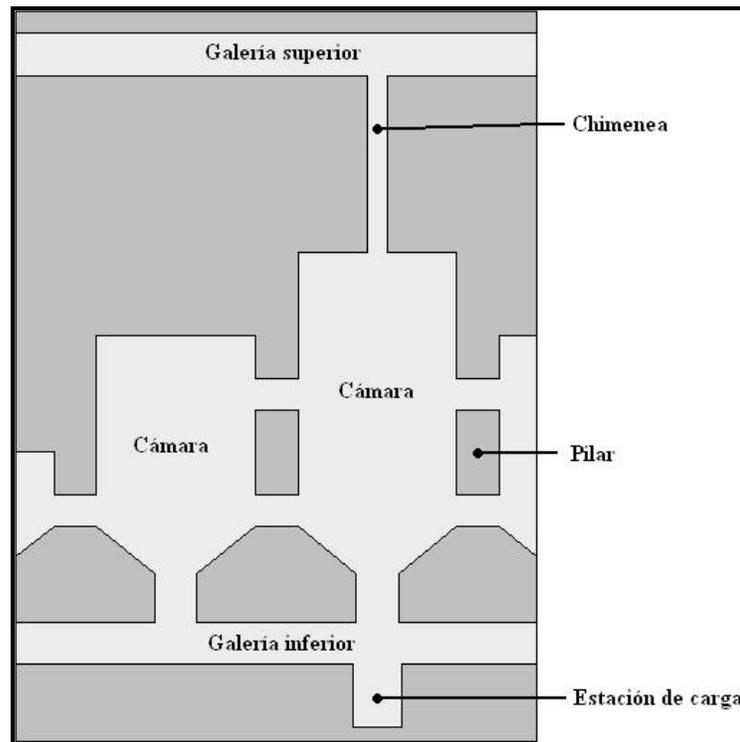


Ilustración 5.20: Ubicación de estación de carga.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2.7.- Estación de rastrillo.

Para la explotación de estructuras de bajo buzamiento (de 30° a 40°) como la veta Hansa, se hace necesario la utilización de sistema de rastrillo o “Scraper”, este sistema está compuesto por el motor, guayas y peine. El sistema de rastrillo arrastra el material arrancado del frente de la cámara al buzón o estocada ya que el material no cae libremente. El motor es colocado en la estación de rastrillo, excavación que se realiza entre dos Yee de buzón de dos cámaras de explotación adyacentes, las dimensiones de la estación de rastrillo son de 2.5 m de ancho, largo y alto (ver ilustración 5.21).

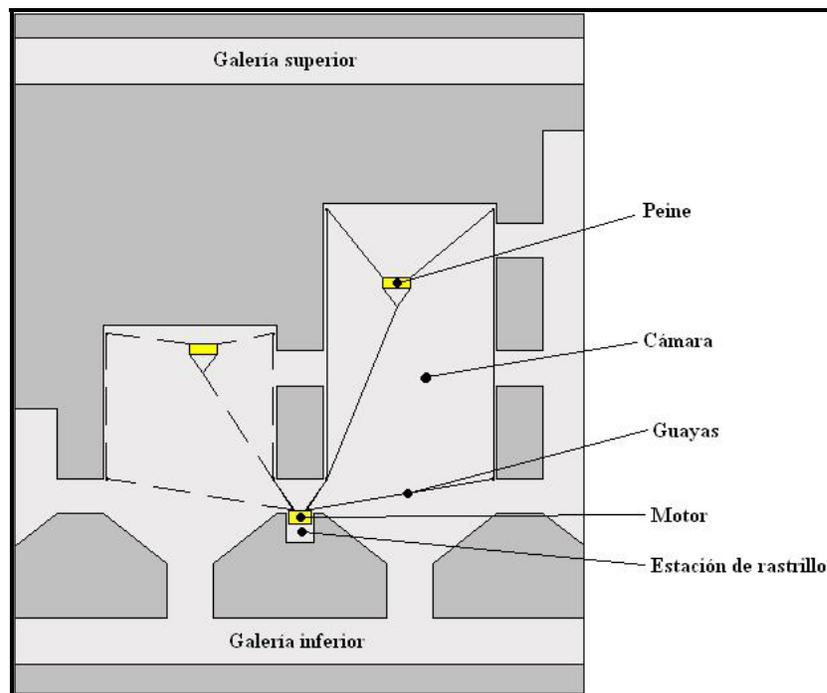


Ilustración 5.21: Esquema de ubicación de la estación de rastrillo.

Fuente: Elaboración propia.

5.4.- RESERVAS RECUPERABLES.

Las reservas recuperables o explotables. Corresponde a la cantidad de material que se estima explotar de acuerdo al método específico aplicado. El tonelaje de estas reservas difiere de las reservas geológicas ya que en el diseño de explotación se deja de extraer parte del mineral por concepto de pilares y zonas de protección.

Para calcular las reservas recuperadas se procede a calcular en base al diseño de explotación, específicamente el volumen de material que será extraído por las cámaras de extracción de mena.

La ilustración 5.22, se muestra el diseño final de explotación de la veta Hansa, en base a este diseño se determinará el volumen extraído por cámaras.

5.4.1.- RESERVAS EXPLOTABLES POR CÁMARA.

Para determinar las reservas recuperables del diseño de explotación se procedió a calcular el volumen de material que se extraerá en cada una de las cámaras diseñadas tomando las dimensiones de cada cámara, el ancho de las mismas se estableció en 15 m, la longitud y el espesor depende de la estructura mineralizada (veta), las cuales se obtienen de los perfiles verticales realizados de la interpretación geológica estructural obtenida a partir de los sondeos.

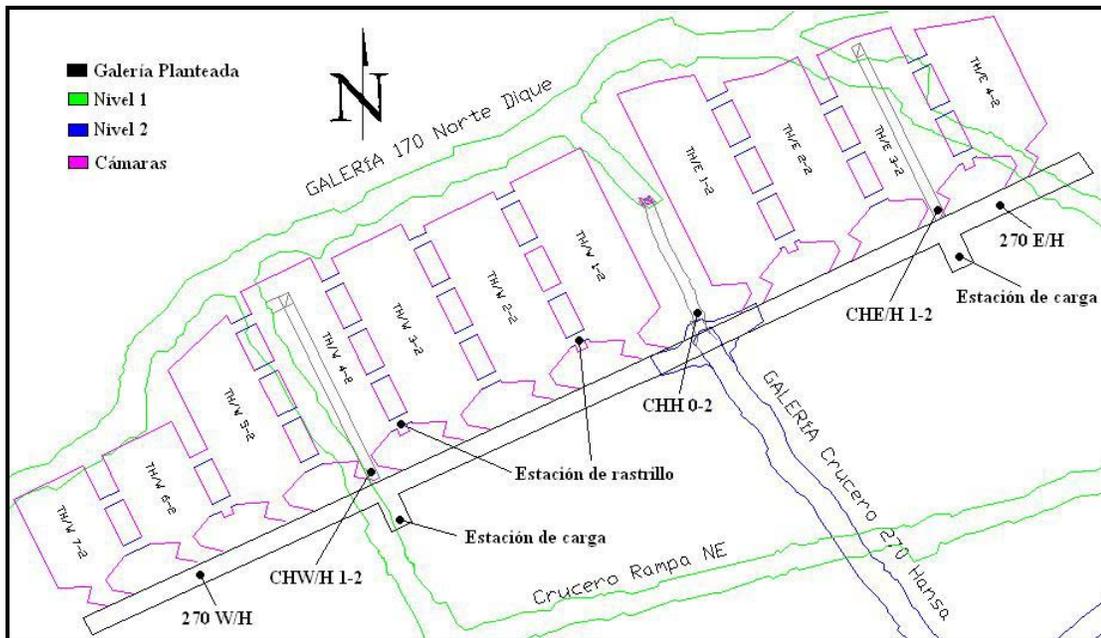


Ilustración 5.22: Diseño de explotación final para la veta Hansa norte del dique.

Fuente: Elaboración propia.

5.4.1.1.- Análisis de las secciones.

Con el objetivo de obtener la longitud y altura de las cámaras, se obtuvieron las secciones de la veta Hansa, elaboradas con el programa minero GEMCOM, para determinar los siguientes parámetros:

- Longitud de la veta.
- Potencia media de la veta.

En la ilustración 5.23 se muestra el área del proyecto de explotación para Hansa señalando las cámaras y la orientación de los perfiles realizados; en base al análisis de las secciones de la veta se determinó la altura o alcance de la explotación de cada una de las cámaras.

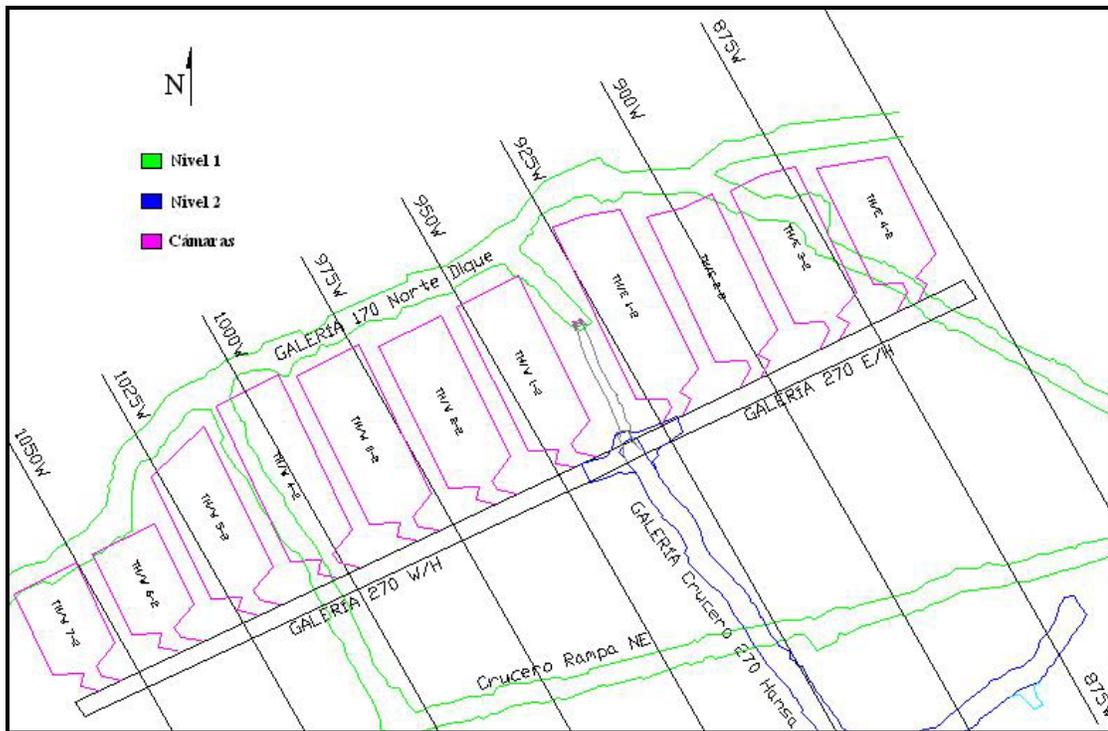


Ilustración 5.23: Diseño de cámaras y orientación de las secciones.

Fuente: Elaboración propia.

La orientación de las secciones es de 30°W, en total se realizaron ocho (8) secciones espaciadas cada 25 m. En las secciones se muestra las características de la veta Hansa entre el dique Laguna y el Nivel 1 de la mina Colombia, ésta información fue procesada para obtener las reservas recuperables. Como se muestra en la ilustración 5.23, las secciones dan información de la veta en cada cámara que será explotada, pudiéndose de esta manera estimar la altura de cada una de ellas.

5.4.1.2.- Estudio de las secciones geológicas de la veta Hansa.

Las secciones de la veta Hansa permiten determinar que la potencia media de la veta es de 4 m aproximadamente, posee un buzamiento de 32° y una longitud desde la galería 270 Hansa hasta el Nivel 1 de 53,10 m aproximadamente (ver tabla 5.1).

Los resultados de la observación de las secciones indican una correlación con la información suministrada por el modelo geológico y el modelo de bloques. Las secciones se realizaron por medio del programa minero GEMCOM.

En la tabla 5.2 se presentan las características tales como ancho, longitud y altura promedio de cada cámara de explotación, en base al estudio de las secciones geológicas de la veta Hansa. El producto de las dimensiones de las cámaras es el volumen estimado de material que será recuperado. Las toneladas de material recuperado, es el volumen de material por la densidad del macizo rocoso (Ton/m^3).

Tabla 5.1: Resultado del análisis de las secciones realizadas a la veta Hansa.

SECCIÓN	POTENCIA MEDIA DE LA VETA (m)	BUZAMIENTO (°)	LONGITUD DE LA VETA EN DIRECCIÓN AL BUZAMIENTO (m)
925W	3,30	30,00	62,50
900W	4,40	32,00	54,83
875W	3,10	32,00	52,78
875W	3,10	32,00	52,78
950W	4,70	31,00	54,83
950W	4,70	31,00	54,83
975W	4,70	32,00	54,68
1000W	3,35	30,00	56,71
1025W	3,15	31,00	52,64
1050W	3,51	35,00	43,89
1050W	3,75	35,00	43,89
TOTAL	3,8	31,9	53,1

Fuente: Elaboración propia.

Para determinar las reservas recuperables, en cuanto a la cantidad de material arrancado, se suman cada una de las toneladas de material que serán explotadas por cada cámara. Se determinó que las reservas recuperables son de 835.92,51 Ton, que equivalen a un 72% de las reservas geológicas.

Tabla 5.2: Reservas recuperables por cámaras de explotación.

CÁMARA	SECCIÓN	ANCHO DE CÁMARA (m)	LONGITUD DE CÁMARA (m)	ALTURA PROMEDIO DE CÁMARA (m)	VOLUMEN DE MATERIAL (m ³)	TONELADAS DE MATERIAL	TENOR PROMEDIO (gr/Ton)
TH/E 1-2	925W	15	56,5	3,30	2796,75	7830,90	8,0
TH/E 2-2	950W	15	48,83	4,40	3222,78	9023,78	8,0
TH/E 3-2	875W	15	46,78	3,10	2175,27	6090,76	8,0
TH/E 4-2	875W	15	46,78	3,10	2175,27	6090,76	10,0
TH/W 1-2	950W	15	48,83	4,70	3442,52	9639,04	14,0
TH/W 2-2	950W	15	48,83	4,70	3442,52	9639,04	12,5
TH/W 3-2	975W	15	48,68	4,70	3709,42	10386,36	12,5
TH/W 4-2	1000W	15	50,71	3,35	2548,18	7134,90	12,5
TH/W 5-2	1025W	15	46,64	3,15	2203,74	6170,47	12,5
TH/W 6-2	1050W	15	37,89	3,51	1994,91	5585,74	12,5
TH/W 7-2	1050W	15	38,1	3,75	2143,13	6000,75	12,5
<i>TOTAL</i>					29854,467	83592,51	

Fuente: Elaboración propia.

5.5.- DILUCIÓN

Durante el proceso de explotación de las cámaras se extrae material que proviene del techo y piso de la cámara, con contenido nulo o muy bajo de oro, además se deja material con contenido de oro en la parte superior e inferior de la

cámara, esto se debe a que la veta no presenta una suave continuidad morfológica y el avance sufre desviaciones operativas fuera de control. Cuando se extrae la mena ocurre que se le añade material estéril al material de valor provocando entonces una disminución de la concentración de oro del material, esto es la dilución. De manera resumida, la dilución es la disminución de la concentración de oro del material de interés por la inclusión de material estéril y pérdida de mena el proceso de arranque y extracción.

Para la estimación de la dilución, se parte del planteamiento que la cantidad real de oro que se obtiene de la explotación (Q_R) es la cantidad teórica oro que se plantea extraer (Q_T), menos la cantidad de oro de la veta que se pierde o queda en el techo y piso de la cámara (Q_P), más la cantidad de oro que aporta el material estéril (Q_E). El planteamiento anterior se muestra con la siguiente expresión:

$$Q_R = Q_T - Q_P + Q_E \quad (\text{i})$$

La cantidad de oro se puede determinar mediante el producto de las toneladas (Ton) arrancadas por el correspondiente tenor del material (t), quedando entonces la expresión (i) de la siguiente manera:

$$Q_R = Ton_T \cdot t_T - Ton_P \cdot t_P + Ton_E \cdot t_E \quad (\text{ii})$$

Expresando las toneladas de material como el producto del volumen ($a \cdot h \cdot l \cdot \gamma$) por la densidad del material (γ), la cantidad real de oro se expresa como:

$$Q_R = (a \cdot h \cdot l \cdot \gamma) \cdot t_T - (a \cdot l \cdot \Delta h \cdot \gamma) \cdot t_P + (a \cdot l \cdot \Delta h \cdot \gamma) \cdot t_E \quad (\text{iii})$$

De la expresión (iii) se extrae como factor común el valor de $(a.\Delta h.l.\gamma)$, quedando entonces la cantidad de oro expresada de la siguiente manera:

$$Q_R = (a.h.l.\gamma).t_T + (a.\Delta h.l.\gamma).(t_E - t_P) \quad (\text{iv})$$

Dividiendo ambas partes de la igualdad entre $(a.h.l.\gamma)$.se obtiene que:

$$\frac{Q_R}{(a.h.l.\gamma)} = t_{Dilución} = t_T + \frac{\Delta h}{h} .(t_E - t_P) \quad (\text{v})$$

donde:

$t_{Dilución}$ = Tenor del material arrancado. (gr/Ton).

t_T = Tenor teórico. (gr/Ton).

t_P = Tenor del material mena que no se arranca. (gr/Ton).

t_E = Tenor del material estéril que se arranca. (gr/Ton).

h = Altura de la cámara. (m).

Δh = Variación de la altura de la cámara. (m).

El factor de dilución (FD) es un coeficiente que determinará el tenor del material arrancado con dilución de las cámaras de explotación, el factor de dilución está expresado como la relación entre el tenor de dilución y el tenor teórico:

$$FD = \frac{t_{Dilución}}{t_T} \quad (\text{vii})$$

En la expresión anterior se despeja el tenor de dilución, quedando de esta manera en función de el tenor teórico multiplicado por el factor de dilución. Con el calculo del factor de dilución y la determinación de los tenores teóricos de cada

cámara de explotación se puede estimar el tenor de dilución o tenor real que se obtendrá en la explotación de las cámaras. La siguiente expresión muestra el tenor de dilución en función del tenor teórico:

$$t_{Dilución} = FD.t_T \quad \text{(viii)}$$

5.5.1.- ESTIMACIÓN DEL TENOR REAL.

Las cámaras de explotación tendrán una altura de 4 m, por experiencia la variación de altura en cámaras durante el proceso de explotación es de aproximadamente 0.2 m, el tenor de pérdida y tenor teórico se asume en éste estudio que tienen el mismo valor y el tenor del material estéril es nulo.

Durante la excavación de la chimenea CHH 0-2 se reportaron tenores de la veta Hansa de aproximadamente $11 \text{ gr}/\text{Ton}$, este valor se relaciona con los tenores de las cámaras THE/H 1-2 y THW/H 1-2. Tomando $11 \text{ gr}/\text{Ton}$ como el tenor teórico y tenor de pérdida, $0 \text{ gr}/\text{Ton}$ el tenor del estéril, 4 m la altura de las cámaras y 0,2 m la variación de altura, se determina con la aplicación de la expresión (v) que:

$$t_{Dilución} = 10.45 \text{ gr}/\text{Ton}$$

luego, obtenido el valor del tenor de dilución y el tenor teórico, resuelta de la expresión (vii) factor de dilución (FD), esto es:

$$FD = \frac{10.45}{11.00} = 0.95$$

Con el factor de dilución y usando la expresión (viii) se pueden determinar los tenores de dilución o tenores corregidos que se obtendrán en las cámaras durante la explotación. La tabla 5.3 muestra los valores de los tenores que se espera obtener de las cámaras de explotación de la galería 270 Hansa.

Tabla 5.3: Tenores de dilución por cámaras de explotación.

CÁMARA	TENOR TEÓRICO (gr/Ton)	TENOR DE DILUCIÓN (gr/Ton)
TH/E 1-2	12	11,4
TH/E 2-2	8	7,6
TH/E 3-2	8	7,6
TH/E 4-2	10	9,5
TH/W 1-2	14	13,3
TH/W 2-2	12	11,4
TH/W 3-2	12	11,4
TH/W 4-2	12	11,4
TH/W 5-2	12	11,4
TH/W 6-2	12	11,4
TH/W 7-2	12	11,4

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO VI

INFRAESTRUCTURA Y EQUIPOS

6.1.- SERVICIOS AUXILIARES

En el capítulo 3, se mencionó que las operaciones auxiliares son todas aquellas labores de apoyo a las operaciones básicas para que éstas se puedan realizar de manera eficiente. De ésta manera se hace necesario la creación de infraestructuras que ofrezcan servicios auxiliares en la mina; en éste trabajo los servicios auxiliares que serán tratados son aquellos que están directamente relacionados con la explotación de la veta Hansa, tales como: energía eléctrica, suministro de agua de servicio y aire comprimido.

6.1.1.- SUMINISTRO DE ENERGÍA ELÉCTRICA.

La energía eléctrica utilizada en la Mina Colombia es suministrada por la planta eléctrica situada en superficie en las instalaciones de la compañía CVG Minerven. El suministro de energía eléctrica a la mina se realiza por medio de cables que entran por el pozo principal, a cada una de los niveles.

Para activar las voladuras cables bifásicos de 220 Voltios; y en cambio los equipos de perforación electro-hidráulicos y ventiladores utilizan 440 Voltios que son suministrados por cable trifásico. Tanto el cable bifásico como el trifásico de energía

se extienden en el Nivel 2, desde el pozo principal, recorriendo toda la galería base del nivel, hasta el extremo norte de la galería crucero 270 Hansa.

Para realizar las voladuras y suministrar energía a los ventiladores que serán necesarios en la galería 270 Hansa se requiere extender el cableado aproximadamente 100 m en la galería 270 W/H y 60 m 270 E/H.

6.1.2.- SUMINISTRO DE AGUA DE SERVICIOS.

El agua de servicios es usada para el barrido en las labores de perforación y para el riego de los frentes después de las voladuras. El agua usada en la mina es la proveniente de las escorrentías interna de la mina, almacenada en tanques y bombeada hasta los frentes de trabajo por medio de tuberías de acople rápido de 4” de diámetro.

El agua que corre por la rampa de entrada a la mina es almacenada en los depósitos situados en la misma rampa y en la galería Crucero Rampa NE; ésta agua es impulsada o bombeada por tubos de acople rápido por el Nivel 1 hasta la chimenea CHC 9-2, de allí la tubería desciende hasta el Nivel 2 y se prolonga por la galería base del nivel hasta la galería crucero 270 Hansa y de ésta a la galería 270 Hansa.

Actualmente éste tendido de tubería para agua de servicio no está operativo, ya que actualmente el agua está siendo canalizada y usada para labores en los niveles 5 y 6 de la mina, debido a la escasez de agua en esas zonas. No obstante, el agua que corre por la cámara TH 1-1 en la galería 170 Hansa del Nivel 1 es recolectada en la misma cámara y llevada por tuberías de acople rápido a la galería 270 Hansa por la

chimenea CHH 0-2, para ser utilizada actualmente para las labores de desarrollo del área.

En el presente trabajo se plantea utilizar el tendido de tuberías para aguas de servicio que actualmente existe a lo largo de la galería Crucero Rampa ND y la galería 170 ND, para el suministro de agua a la galería 270 Hansa. Se plantea la conexión de mangueras a la tubería en dos puntos, ambas conexiones en la zona de desfonde de las chimeneas CHW/H 1-2 y CHE/H 1-2 en el Nivel 1, de ésta manera se suministrará el agua de servicio a las zonas Este y Oeste de la galería 270 Hansa.

6.1.3.- SUMINISTRO DE AIRE COMPRIMIDO.

El aire comprimido utilizado en la Mina Colombia es suministrado por una serie de compresores estacionarios situados en superficie, en las instalaciones de la compañía CVG Minerven. El suministro de aire comprimido a la mina se realiza por medio de tubos Vitaulic de 6” de diámetro que entran por el pozo principal, a cada una de los niveles. La presión del aire comprimido requerida en la mina es de 5 a 6 bares, para los equipos de perforación manual. Con el objetivo de mantener la presión constante en todos los frentes se hace necesario la colocación de tanques de acumulación del aire (pulmón) en cada nivel. El aire comprimido es transportado a los frentes por tubos de acople rápido de 6” de diámetro y 5.95 m de longitud.

La red de tubería de aire comprimido en el Nivel 2 no está funcional, desde el pozo principal hasta la chimenea CHC 9-2. Para suministrar el aire comprimido a las galería 270 Hansa y 270 W/América situadas en la zona Nor-Este del Nivel 2, está

conectada una tubería de la red del Nivel 1 a la del Nivel 2. La tubería de conexión pasa por la chimenea CHC 9-2 y es conectada a un pulmón de aire comprimido, a partir del cual el aire comprimido llega hasta el extremo norte de la galería Crucero 270 Hansa por tubos de acople rápido y suministra de aire comprimido con una presión de 5.7 bares.

En éste trabajo se plantea la extensión de la red de tubería para el suministro de aire comprimido a la galería 270 Hansa, con la colocación 12 tubos de acople rápido en la galería 270 E/H y 21 tubos en la galería 270 W/H.

6.2.- SELECCIÓN DE EQUIPOS.

Para realizar el proceso de selección y asignación de equipos se deben conocer las características de los equipos disponibles para realizar las labores y determinar la fiabilidad mecánica de los equipos, cabe destacar que en éste Plan de Explotación de la Veta Hansa no se tiene prevista la adquisición de nuevos equipos, de esta manera se describirán las características de los equipos ya adquiridos y disponibles por la empresa.

6.2.1.- CARACTERISTICAS DE EQUIPOS.

En el presente capítulo se mostrarán las características fundamentales de los equipos asignados que se utilizarán para la explotación de los recursos minerales de la veta Hansa.

6.2.1.1.- Equipos de perforación.

En la Mina Colombia se utilizan actualmente dos sistemas de perforación: sistema de perforación mecanizada y equipos manuales. La perforación con el sistema mecanizado se realiza con equipos JUMBO accionados por sistemas electro-hidráulicos. La perforación con el sistema manual se realiza con martillos neumáticos de menor envergadura y portátiles operados manualmente, para la explotación de la veta Hansa será utilizado el sistema de perforación manual ya que los equipos JUMBO están asignados fijos en los niveles 5 y 6 de la Mina Colombia.

La perforación con el sistema manual se realiza con perforadoras neumáticas de roto-percusión fueron adquiridas a la empresa Atlas Copco; sus características técnicas son las siguientes:

- Modelo: BBD-94W.
- Peso: 27 Kg.
- Longitud: 370 mm.
- Presión de aire requerido: 5 a 6 bar.
- Consumo de aire: 97 Lts/seg.
- Frecuencia de impacto: 55 Hz.
- Longitud de perforación: 2.3m (máximo).
- Tiempo de perforación: 8 min/hueco.

Las características que se presentan de las perforadoras manuales son de carácter informativo y tienen valor referencial para programar el trabajo que se desea realizar.

6.2.1.2.- Equipos de carga y acarreo.

Los cinco primeros niveles de la Mina Colombia están conectados por rampas, facilitando de ésta manera la movilización de los equipos de acarreo a los diferentes frentes de explotación de cada uno de dichos niveles y, de éste modo, se tornan más flexible la sustitución de un equipo por otro para cubrir las fallas mecánicas y los programas de mantenimiento. En consecuencia, es suficiente asignar para las labores de carga y acarreo en el Nivel 2 un cargador frontal y un camión. A continuación se presentan las características de los equipos de carga y acarreo que realizarán trabajos en el Nivel 2.

Equipos de carga.

Las características de los cargadores disponibles en la Mina Colombia para la carga de material se presentan a continuación:

Cargador TORO 301-DL.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 2.1 m.
 - Largo: 8.5 m.
 - Altura: 2.2 m.
 - Altura máxima de descarga: 3.21 m.
- Capacidad de cuchara: 3 m³.
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 16.6 Ton.
 - Equipo cargado: 22.8 Ton.
 - Peso de la carga: 6.2 Ton.
- Tiempo:
 - De carga: 6.7 seg.
 - De descarga: 5.9 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 5 Km/h.
 - Descargado: 10 Km/h.
- Ángulo de cruce: 42.5°
- Capacidad del deposito de combustible: 180 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 1.

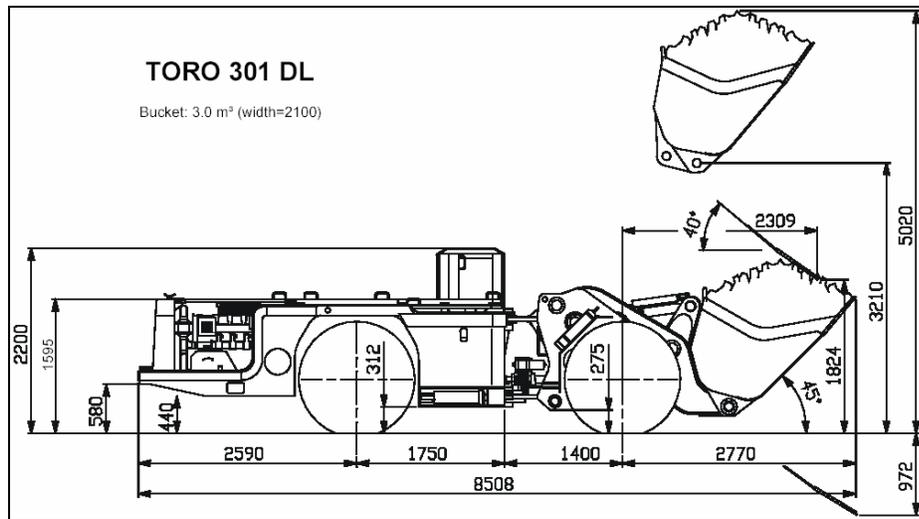


Ilustración 6.1: Esquema del cargador TORO 301-DL.

Fuente: Manual de equipo TORO 301-DL.

Cargador WAGNER ST-2D.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 1.65 m.
 - Largo: 6.71 m.
 - Altura: 2.86 m.
 - Altura máxima de descarga: 3.30 m.
- Capacidad de cuchara: 2.5 m³
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 11.54 Ton.
 - Equipo cargado: 15.14 Ton.
 - Peso de la carga: 3.6 Ton.

- Tiempo:
 - De carga: 6.4 seg.
 - De descarga: 5.3 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 3 Km/h.
 - Descargado: 7 Km/h.
- Ángulo de cruce: 40.5°.
- Capacidad del deposito de combustible: 120 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 1.

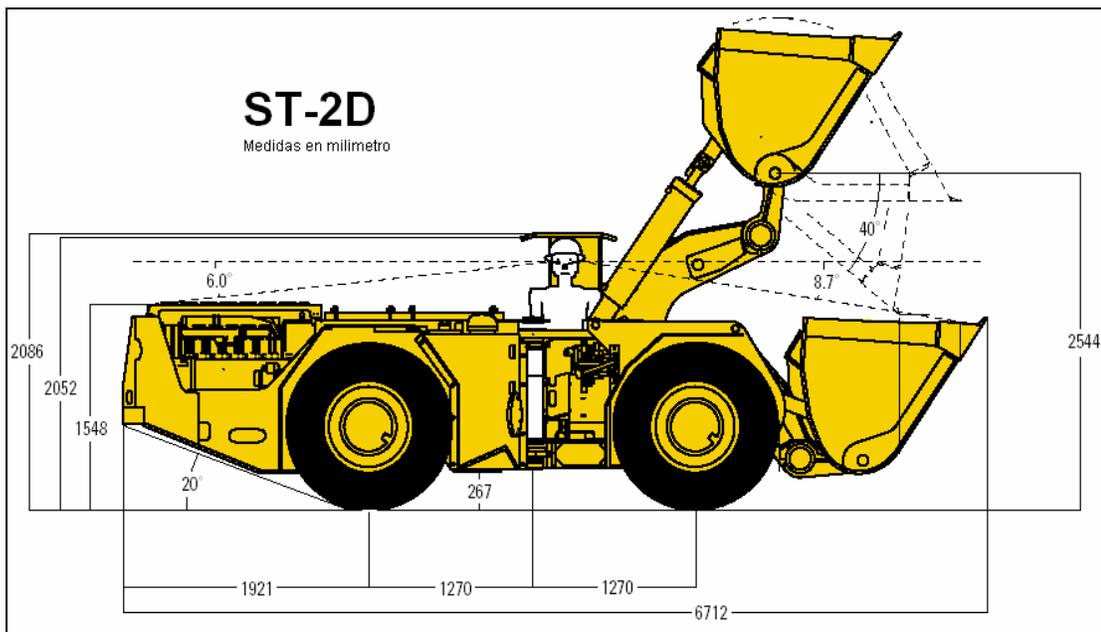


Ilustración 6.2: Esquema del cargador WAGNER ST-2D.

Fuente: Manual de equipo WAGNER ST-2D.

Cargador WAGNER ST-3.5.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 1.95 m.
 - Largo: 8.46 m.
 - Altura: 2.2 m.
 - Altura máxima de descarga: 2.73 m.
- Capacidad de cuchara: 3.1 m³.
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 14.74 Ton.
 - Equipo cargado: 20.74 Ton.
 - Peso de la carga: 6 Ton.
- Tiempo:
 - De carga: 4.7 seg.
 - De descarga: 5 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 4.7 Km/h.
 - Descargado: 9.7 Km/h.
- Ángulo de cruce: 42.5°.
- Capacidad del deposito de combustible: 150 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 1.

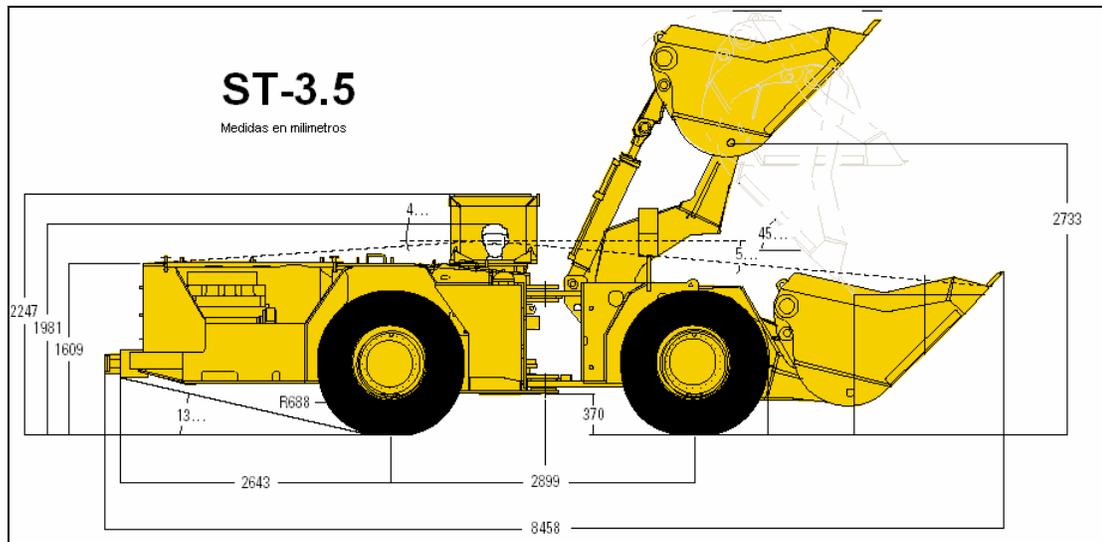


Ilustración 6.3: Esquema del cargador WAGNER ST-3.5.

Fuente: Manual de equipo WAGNER ST-3.5.

Cargador SCHOPPF L-6A.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 1.95 m.
 - Largo: 8.05 m.
 - Altura: 2.30 m.
 - Altura máxima de descarga: 2.90 m.
- Capacidad de cuchara: 3.4 m³.
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 10.79 Ton.
 - Equipo cargado: 24.79 Ton.
 - Peso de la carga: 4 Ton.

- Tiempo:
 - De carga: 5.9 seg.
 - De descarga: 4.8 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 4 Km/h.
 - Descargado: 9 Km/h.
- Ángulo de cruce: 42°.
- Capacidad del deposito de combustible: 130 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 1.

Equipos de acarreo.

Las características de los camiones disponibles para el acarreo de material se presentan a continuación:

Camion WAGNER MT-420.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 3.35 m.
 - Largo: 10.18 m.
 - Altura: 2.68 m.
 - Altura máxima de descarga: 5.55 m.

- Capacidad de cuchara: 22 m³.
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 30.57 Ton.
 - Equipo cargado: 63.22 Ton.
 - Peso de la carga: 32.65 Ton.
- Tiempo:
 - De carga: dependiente del cargador.
 - De descarga: 14 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 5 Km/h.
 - Descargado: 28 Km/h.
- Ángulo de cruce: 42.5°.
- Capacidad del deposito de combustible: 650 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 1

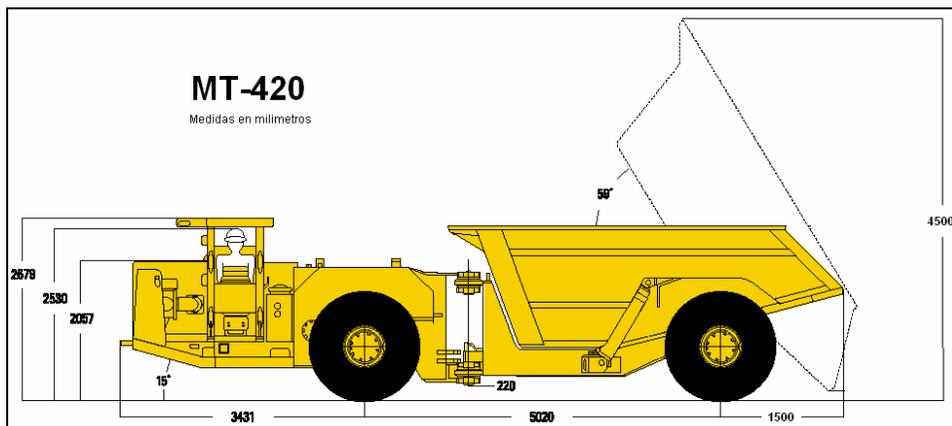


Ilustración 6.4: Esquema del camión WAGNER MT-420.

Fuente: Manual de equipo WAGNER MT-420.

Camión DUX DT-22.

- Dimensiones del equipo:
 - Ancho: 3.2 m.
 - Largo: 10.36 m.
 - Altura: 2.87 m.
 - Altura máxima de descarga: 5.78 m.
- Capacidad de cuchara: 25 m³.
- Peso del equipo:
 - Equipo descargado: 35.52 Ton.
 - Equipo cargado: 75.43 Ton.
 - Peso de la carga: 39.91 Ton.
- Tiempo:
 - De carga: depende del cargador.
 - De descarga: 13 seg.
- Velocidad de manejo:
 - Cargado: 4.3 Km/h.
 - Descargado: 22 Km/h.
- Ángulo de cruce: 41.5°.
- Capacidad del deposito de combustible: 700 Lts.
- Cantidad de equipos disponibles: 3.

6.2.1.3.- Equipos de ventilación secundaria.

Los ventiladores disponibles para la ventilación secundaria de las galerías y cámaras de la zona de explotación Hansa norte del dique son de tipo Axial, tienen las siguientes características:

SPENDRU S-450.

- Dimensiones:
 - Diámetro: 0.75 m.
 - Longitud: 1.45 m
- Caudal (Q): 18000 cfm // 540 m³/min.
- Distancia efectiva: 60 a 70m.
- Velocidad de salida: 1760 rpm.
- Eficiencia: 85%.
- Energía requerida: 440 Volt.
- Cantidad de equipos disponibles: 2.

SPENDRU S-460.

- Dimensiones:
 - Diámetro: 0.85m.

- Longitud: 1.75m

- Caudal (Q): 30000 cfm // 900 m³/min.
- Distancia efectiva: 100 a 120m.
- Velocidad de salida: 2130 rpm.
- Eficiencia: 85%.
- Energía requerida: 440 Volt.
- Cantidad de equipos disponibles: 3.

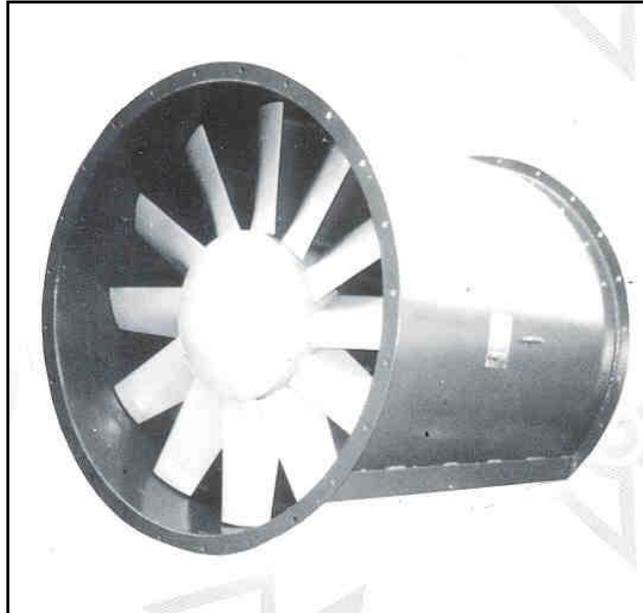


Ilustración 6.5: Ventilador SPENDRU S-450.

Fuente: Manual de equipo SPENDRU S-450.

6.2.2.- UTILIZACIÓN EFECTIVA DE LOS EQUIPOS DE CARGA Y ACARREO.

Para estimar la capacidad de producción de un equipo se hace necesario conocer la utilización efectiva (*UE*) de los mismos, ésta indica el grado de uso de un

equipo en función de la disponibilidad mecánica y el tiempo en reserva debido a la no utilización del mismo por diversas razones operacionales. La disponibilidad mecánica es la relación entre el tiempo de trabajo dedicado a la producción (W) y el tiempo dedicado a mantenimiento y reparaciones (R). La disponibilidad mecánica (Dm) se puede expresar de la siguiente manera:

$$Dm = \frac{W}{W + R} \times 100$$

La utilización efectiva relaciona la disponibilidad mecánica y el tiempo en reserva (S), mediante la siguiente expresión:

$$UE = Dm \times (1 - S) / 100$$

Otro indicador que se toma en cuenta para el control de los equipos es la disponibilidad física (Df), indica el tiempo en que el equipo esta operativo en la zona de trabajo, mediante la siguiente expresión:

$$Df = \left(\frac{W + S}{W + R + S} \right) \times 100$$

En la tabla 6.1 se indican los tiempos en días trabajados, días de reparación y mantenimiento y días ociosos de los equipos descritos anteriormente, los tiempos mostrados como datos en la tabla, fueron obtenidos por un seguimiento realizado a estos equipos durante un periodo de 40 días, en diferentes zonas de la mina.

Tabla 6.1: Determinación de la disponibilidad mecánica, física y de la utilización efectiva de los equipos de carga y acarreo.

EQUIPO	DIAS			<i>Dm</i>	<i>Df</i>	<i>UE</i>
	<i>Trabajados</i>	<i>Reparación</i>	<i>Ociosos</i>			
Cargador TORO 301-DL	35,83	1,67	2,50	96%	96%	90%
Cargador WAGNER ST-2D	31,25	5,00	4,58	86%	88%	77%
Cargador WAGNER ST-3.5	30,83	4,58	5,42	87%	89%	76%
Cargador SCHOPPF L-6A	27,08	6,25	5,00	81%	84%	71%
Camión WAGNER MT-420	30,83	5,00	4,58	86%	88%	76%
Camión DUX DT-22	34,17	2,92	2,50	92%	93%	86%

Fuente: Elaboración propia.

De la tabla anterior se pueden observar los diferentes valores de utilización efectiva de los equipos, tomando en cuenta tales valores se puede decir que los equipos mas efectivos para realizar las labores de carga y acarreo son el cargador TORO 301-DL y el camión DUX DT-22.

CAPITULO VII

RITMO DE PRODUCCIÓN

Después de haber definido el diseño de la explotación se procedió a precisar el modo en que se van a realizar las labores mineras y se estableció la capacidad de producción a fin de lograr el aprovechamiento de los recursos de manera eficiente. Para establecer la secuencia en que se ejecutarán las labores fue necesario estimar el tiempos de ciclos operativos requerido para realizar dichas labores.

En este capítulo se estima el tiempo en que se realizan las operaciones mineras y, en base al plan en que se desarrollará la explotación, se determina el esquema y secuencia de explotación para la veta Hansa, además, se define la capacidad de producción de dicha explotación.

7.1.- CICLO DE OPERACIONES.

Las operaciones básicas de explotación son: perforación, voladura, riego, cuña, carga, acarreo y extracción de material. Para el diseño de la secuencia de explotación se toma en cuenta el tiempo en que se ejecutan actualmente éstas operaciones, en condiciones equivalentes al área del proyecto, para que de ésta manera programar la forma en que se efectuarán las labores en la explotación.

7.1.1.- TIEMPO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

El tiempo de perforación es el tiempo en que se realizan los barrenos de un frente de explotación para posteriormente ser volado, desde el inicio de la instalación de los equipos para la perforación hasta la culminación, retiro de equipos y del personal.

El tiempo de perforación con martillos neumáticos manuales de un barreno es aproximadamente 8.5 min, medido en campo desde que se inicia la perforación hasta el emboquillado del próximo barreno. Las cámaras y galerías, a diferencia de las chimeneas, son perforadas con dos (2) equipos. La tabla 7.1 muestra el tiempo de perforación de los diferentes frentes de trabajo y los tiempos de las actividades accesorias vinculadas con la labor perforación misma, considerando en todos los casos un factor de eficiencia del 95%.

Tabla 7.1: Tiempo de perforación de los frentes de trabajo.

Actividades	Tiempo (min)		
	Cámara	Chimenea	Galería
Instalación de equipos	15	15	10
Perforación del frente	488	221	212
Retiro de equipos y personal	20	20	20
<i>TOTAL (min / horas / turnos)</i>	523 / 8,2 / 2	256 / 4,5 / 1	242 / 4 / 1

Fuente: Elaboración propia.

Los datos de la tabla anterior indican el tiempo experimental de la perforación de los frentes de explotación, es decir, muestran el tiempo en que se desarrolla la operación de manera continua y toman en cuenta las demoras que se suscitan en la ejecución misma del trabajo y las originadas por los cambios de turno. Para la perforación de las cámaras y galerías se asignan generalmente dos equipos de perforación y cuatro obreros, en cambio las chimeneas se realizan con un perforador y dos obreros. Los resultados que se muestran en la tabla 7.1 fueron tomados experimentalmente durante la perforación de los frentes de trabajo.

Luego de la perforación se procede a la carga del explosivo en los barrenos, con equipos de aire comprimido. El proceso de carga abarca la instalación de los equipos, carga del explosivo, amarre y conexión de los accesorios para voladura, retiro de equipos y de personal. Los tiempos se estiman a continuación en la tabla 7.2.

Tabla 7.2: Tiempo de carga de explosivos y voladura de los frentes de trabajo.

Faena	Tiempo (min)		
	<i>Cámara</i>	<i>Chimenea</i>	<i>Galería</i>
Instalación de equipos	5	5	5
Carga de explosivos	345	78	150
Amarre y conexión	34,5	5,98	11,5
Retiro de equipos y personal	20	20	20
<i>TOTAL (min / horas / Turno)</i>	404,5 / 6,7 / 2	108,98 / 1,8 / 0,5	186,5 / 3,1 / 1

Fuente: Elaboración propia.

Los gases generados por la voladura son evacuado y diluidos mediante la ventilación durante 120 min aproximadamente durante los cambios de turno. el tiempo de perforación, voladura y ventilación de gases se puede establecer para cada tipo de frente de trabajo como se indica en tabla 7.3.

Tabla 7.3: Tiempo total de perforación y voladura en los frentes de trabajo.

Frente de trabajo	Tiempo		
	<i>Arranque</i> <i>min / horas</i>	<i>Ventilación</i> <i>min / horas</i>	<i>Total</i> <i>Turnos</i>
Cámara	927,5 / 15,5	120 / 2	4½
Chimenea	365 / 6,1	121 / 2	2
Galería	428,5 / 7,2	122 / 2	2½

Fuente: Elaboración propia.

7.1.2.- TIEMPO DE RIEGO Y CUÑA.

La operación de riego y cuña se realiza después de la ventilación para la dilución de los gases de la voladura; consiste en limpiar con agua el frente de trabajo y proceder a desprender bloques de material que se encuentran colocados en las paredes de la cavidad de manera insegura. El tiempo en que se realiza esta operación depende del frente de trabajo y del estado en que se encuentren las paredes.

Tabla 7.4: Tiempo de riego y cuña en los frentes de trabajo.

Frente de trabajo	Tiempo (Turnos)
Cámara	$\frac{1}{2}$
Chimenea	<i>Incluida en la perforación</i>
Galería	$\frac{1}{2}$

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 7.4 muestra el tiempo máximo que dura la operación de riego y cuña en los diferentes frentes de trabajo, tomando en cuenta que para la ejecución de ésta labor se requieren dos (2) obreros.

7.1.3.- TIEMPO DE ACARREO.

El tiempo de acarreo es el tiempo que transcurre desde que el equipo de carga (pala LHD) empieza a operar hasta que el camión regresa al frente después de descargar el material en el coladero. En este trabajo se tomó el tiempo en que la pala carga completamente al camión y el tiempo en que el camión va y regresa de descargar el material, incluida la operación misma de descarga en coladeros. Los datos tomados en campo de tiempo de acarreo se muestran en la tabla 7.5.

Tabla 7.5: Tiempo de acarreo en la galería 270 Hansa.

Ciclo	Tiempo (min)		Total
	<i>Carga de camión</i>	<i>Viaje de camión (ida y vuelta)</i>	<i>min</i>
1	6,3	24,3	30,6
2	5,4	25,2	30,6
3	7,2	22,5	29,7
4	6,3	25,2	31,5
5	6,3	27	33,3
6	5,4	26,1	31,5
Promedio	6,3	25,2	31,5

Fuente: Elaboración propia.

Cabe destacar que en un ciclo operativo se realizaron cinco paladas del cargador para llenar un camión. Se define “Ciclo” a las actividades que se realizan respectivamente para el acarreo de material, esto es la, carga de un camión y el viaje de ida y retorno a coladero para descargar el material. De la tabla anterior se puede observar que el tiempo promedio de carga de un camión es de 6,30 min y el viaje de acarreo camión a coladero (incluida la descarga y retorno) es de 25,20 min, se puede decir entonces que el tiempo de un ciclo de acarreo es 31,20 min aproximadamente, para la operación actual de desarrollo es preciso mencionar que a medida que se desarrolle la galería 270 Hansa, los tiempos de acarreo por ciclo aumentarán debido a que la distancia que recorrerá el cargador será mayor, aumentando de esta manera el tiempo de carga del camión. En la tabla 7.6 se muestran las características de la operación actual de acarreo de material en la galería 270 Hansa.

Tabla 7.6: Características del acarreo en la galería 270 Hansa.

Distancia de acarreo:	1200m // 1,2 Km
Tiempo de:	
<i>Carga camión:</i>	6,30 min
<i>Viaje camión (ida y vuelta):</i>	25,20 min
<i>Ciclo teórico (90% Efic. Operativa):</i>	31,50 min
Capacidad de:	
<i>Pala:</i>	4-5 ton
<i>Camión:</i>	20-25 ton
Toneladas acarreadas:	
<i>Por viaje:</i>	20-25 ton
<i>Por hora:</i>	38,57 ton
<i>Por Turno (5 horas efectivas):</i>	192,85 ton
Numero de ciclos por turno:	8 Ciclos

Fuente: Elaboración propia.

El tiempo efectivo de trabajo es el tiempo en el que se realizan las labores de manera continua. En la mina Colombia el tiempo efectivo de trabajo es de 5 horas aproximadamente, es decir, de las 8 horas nominales que tiene un turno de trabajo, sólo 5 horas son aprovechadas para realizar una labor efectiva, debido a las demoras por dilución de gases de voladura, preparación y llegada del personal al frente de trabajo, traslado de los equipos al lugar de las labores, tiempo de descanso, y salida del personal a final de turno.

En la tabla 7.7 se muestra el volumen y las toneladas arrancadas en cada frente de trabajo para cada ciclo operativo, es decir, para cada voladura.

Tabla 7.7: Material arrancado por frente de trabajo.

Frente	Arranque	
	<i>Volumen (m³)</i>	<i>Toneladas</i>
Cámara	56,70	168
Chimenea	6,00	18
Galería	30,78	96

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 7.8 muestra el tiempo estimado de las operaciones, en horas y por turno, para cada tipo de frente de trabajo, tomando en cuenta las horas efectivas por turno, el tiempo de acarreo para todo el material arrancado y el rendimiento de la tabla 7.6.

Tabla 7.8: Tiempo de operaciones por disparo en frente de trabajo.

Frente	Tiempo (Turnos)				Toneladas arrancadas	Tiempo de acarreo		TOTAL
	<i>Perforación</i>	<i>Voladura</i>	<i>Ventilación</i>	<i>Riego y cuña</i>		<i>horas</i>	<i>Turno</i>	
Cámaras	2	2	½	½	168	4,12	1	5
Chimeneas	1	½	½	-	18	0,44	-	2½
Galerías	1	1	½	½	96	2,23	1	3

Fuente: Elaboración propia.

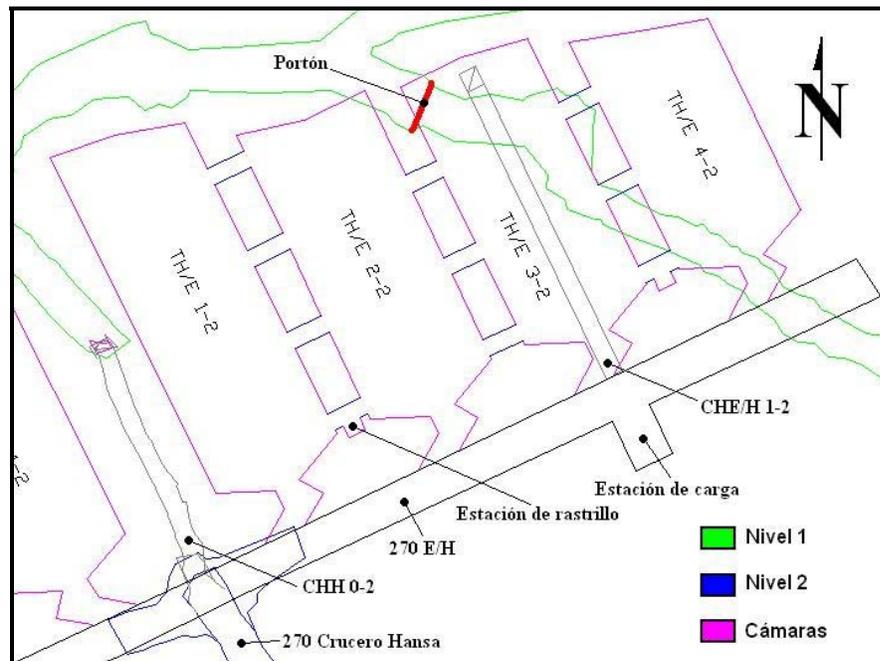
7.2.- ESQUEMA Y SECUENCIA DE LA EXPLOTACIÓN

El esquema de la explotación se refiere al modo en que se llevará a cabo la explotación de dichos recursos de manera resumida y gráfica, tomando en cuenta las características más importantes de las labores mineras. La secuencia de la explotación

consiste en proponer la sucesión de operaciones y labores mineras de manera tal que su ejecución no sea interrumpida, se realicen de manera ordenada y determinantes entre sí, para obtener una producción continua.

7.2.1.- ESQUEMA DE LA EXPLOTACIÓN

La veta Hansa, desde el punto de vista de labores mineras, puede ser dividida en dos zonas de explotación para aplicar un esquema que garantice el mayor aprovechamiento de los recursos minerales de manera continua y constante, la Zona Este (ver ilustración 7.1) constituida por las cámaras que se proyecten excavar desde la galería 270 E/H, mientras que la Zona Oeste (ver ilustración 7.2) está constituida por las cámaras que se prevean desde la galería 270 E/H.



**Ilustración 7.1: Esquema de la zona Este de explotación.
Fuente: Elaboración propia.**

En este estudio se plantea continuar el desarrollo de los frentes de la galería 270 Hansa. Con un avance de 55 m de la galería 270 E/H se alcanzará el lugar previsto para realizar la excavación de la estocada de la cámara TH/E 3-2 y de la chimenea CHE/H 1-2, para permitir la ventilación primaria de la zona Este. Una vez terminada la chimenea CHE/H 1-2 se colocará un portón de ventilación en la galería Crucero 270 Hansa para crear el circuito de ventilación primaria hacia la zona Este, de ésta manera la chimenea CHH 0-2 se utilizará para la entrada de aire no viciado a la galería 270 E/H y la instalación de líneas de servicios proveniente del nivel 1, mientras que la chimenea CHE/H 1-2 servirá para la salida del aire viciado.

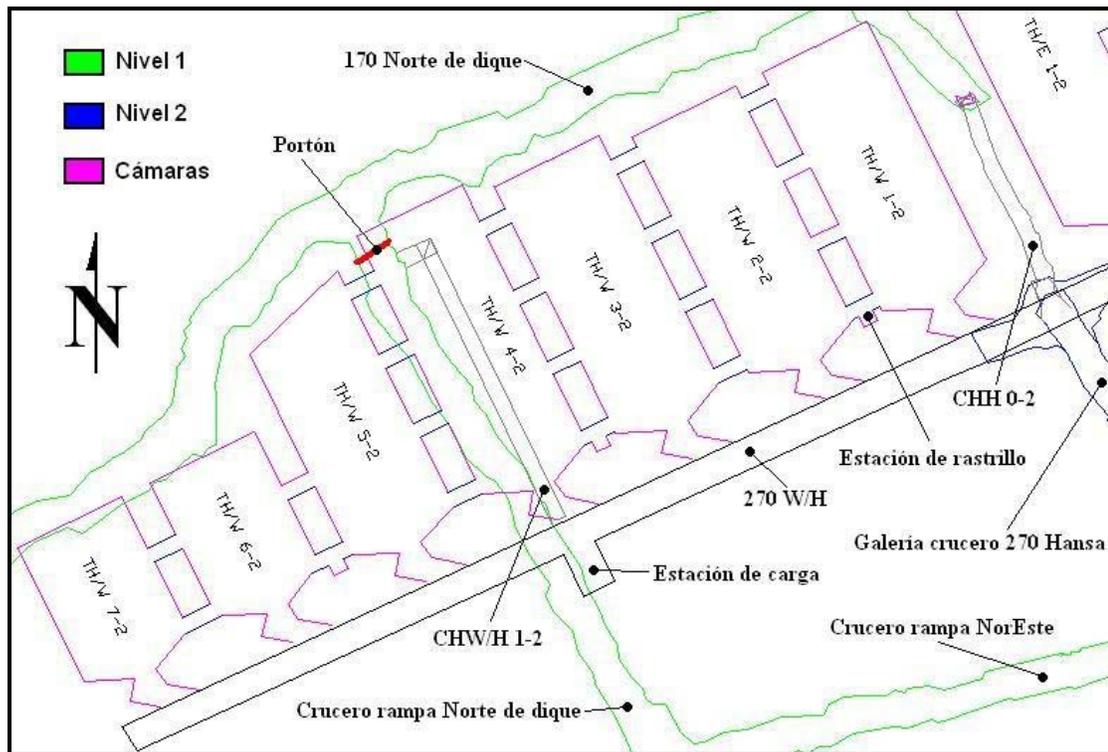


Ilustración 7.2: Esquema de la zona Oeste de explotación.
Fuente: Elaboración propia.

De igual manera en la galería 270W/H, al desarrollarse un avance de 70 m, se prevé excavar la estocada THW/H 4-2 para luego continuar con la excavación de la chimenea CHW/H 1-2 y en seguida proceder a la colocación de los portones en las galerías del Nivel 1, específicamente en la galería Crucero Rampa ND y en la galería de desfonde de la chimenea CHH 0-2 en el Nivel 1. El portón ubicado en la galería 170 Norte de Dique será desinstalado, de esta manera se logrará que la corriente de aire no viciado ingrese a la galería 270 Hansa por la chimenea CHW/H 1-2 y el aire viciado tendrá salida por la chimenea CHE/H 1-2. Simultáneamente con la excavación de las chimeneas se harán las estaciones de cargas en las respectivas galerías, para facilitar el acarreo en cada zona.

Posteriormente se continuará con el desarrollo de la galería hasta una distancia de 72 m y de 130 m en la galería 270 W/H, de la galería Crucero 270 Hansa, a fin de acceder toda la zona mineralizada e iniciar la preparación de las estocadas para la explotación de las cámaras de ambas zonas.

La explotación la zona Este comenzará con la cámara TH/E 3-2 seguida con las cámaras TH/E 4-2 y TH/E 2-2 y, finalmente, con la cámara TH/E 1-2. A medida que la galería 270 E/H avance se hará necesario la extensión de los servicios tales como agua, aire comprimido, cable de disparo y energía eléctrica.

La explotación de la zona Oeste comenzará con la cámara THW/H 1-2 seguida con las cámaras TH/W 2-2 y TH/W 3-2, posteriormente se iniciará la explotación de las cámaras TH/W 4-2, TH/W 5-2 y TH/W 6-2, finalmente se explotará la cámara TH/W 7-2. A medida que la galería 270 W/H avanza, de igual manera que en la zona Este, se hará necesario la extensión de los servicios tales como

agua, aire comprimido, cable de disparo y energía eléctrica para realizar la explotación de esta zona. Las cámaras TH/W 3-2 y TH/E 4-2, se excavarán con el método de cámaras con chimenea central, mientras que el resto se excavarán por el método de cámaras escalonadas.

7.2.1.1.- Cámaras escalonadas (mixta).

La explotación de cámaras de manera escalonada consiste en crear dos frentes de explotación en una misma cámara, como se muestra en la ilustración 7.3, el frente de la cámara está fraccionado en dos partes con dimensiones distintas, la parte A mide 8 m de ancho y contiene 32 perforaciones cargadas, estas perforaciones tendrán un espaciamiento de 0.9 m y retiro de 0.8 m. La parte B mide 7 m de ancho y contiene 46 perforaciones, 44 cargadas y 2 de alivio, estas perforaciones tendrán un espaciamiento y retiro de 0.7 m. De manera resumida el frente de la cámara escalonada tiene solo 82 perforaciones (80 cargadas y 2 vacías). En la ilustración 7.4 se muestra la característica del cuele que está contenido en la parte B del frente de la cámara.

En cambio, el patrón de perforación y voladura típico para el arranque de material en cámaras convencionales que se ha estado usando tradicionalmente en la mina Colombia está conformado por 106 perforaciones (96 cargadas y 10 vacías), todas con un espaciamiento y retiro de 0.7 m.

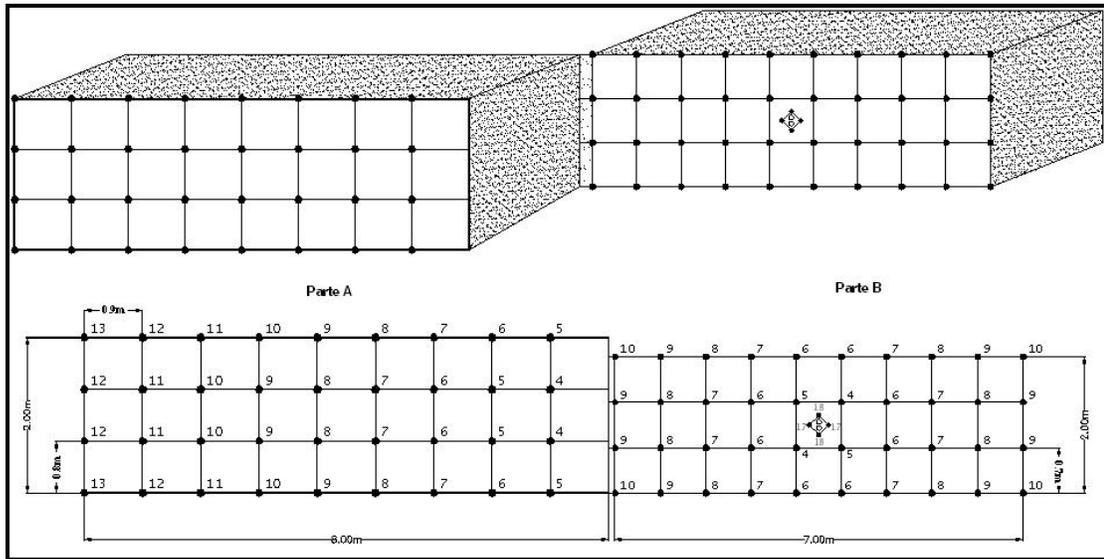


Ilustración 7.3: Esquema de cámaras escalonadas

Fuente: Elaboración propia.

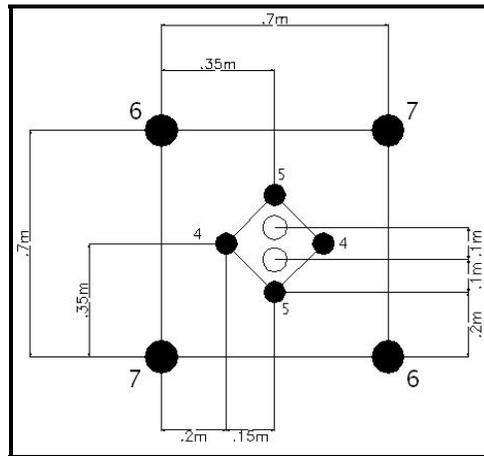


Ilustración 7.4: Detalle del cuello para frentes de cámaras escalonadas.

Fuente: Elaboración propia..

La explotación de cámaras escalonadas tiene como ventaja la disminución de perforaciones, ya que en la parte A se aumenta el espaciamiento y el retiro, en consecuencia, se obtiene una disminución importante de costos de perforación,

explosivos y accesorios de voladura; además se logra una buena voladura, ya que en la parte A del frente se crea una cara libre adicional permitiendo un mayor avance.

En la tabla 7.9 se muestra la comparación entre las características de los patrones de perforación y voladuras para la explotación de cámaras escalonadas y cámaras típicas; en esta tabla se puede observar que en la explotación de cámaras escalonadas se obtiene un mayor avance y una disminución de la cantidad de explosivos a diferencia de las cámaras típicas.

Tabla 7.9: Comparación entre patrones de perforación y voladura de cámaras escalonadas y cámaras típicas.

Característica	Cámaras escalonadas			Cámaras típicas
	<i>Parte A</i>	<i>Parte B</i>	<i>General</i>	
Avance	2m	1,8m	-	1,8m
Nº de perforaciones	32	46	78	106
Cantidad de explosivo (ANFO)	64 Kg	88 Kg	152 Kg	204 Kg

Fuente: Elaboración propia.

La desventaja de llevar la explotación con cámaras escalonadas es que la parte A del frente debe realizarse al menos dos disparos después que la parte B, ya que de lo contrario la parte A del frente avanzaría más, provocando mala fragmentación del material arrancado en la voladura.

7.2.1.2.- Cámaras con chimenea central.

Como se mencionó anteriormente, las chimeneas son excavaciones realizadas para conectar dos niveles para la ventilación, traspaso de personal y equipos, líneas de servicio y además facilita la evaluación geológica de la estructura. Para las chimeneas realizadas entre cámaras de explotación se hace necesario dejar una zona de seguridad entre la chimenea y las cámaras de aproximadamente 6 m de espesor, en consecuencia, se deja de explotar una importante cantidad de mena.

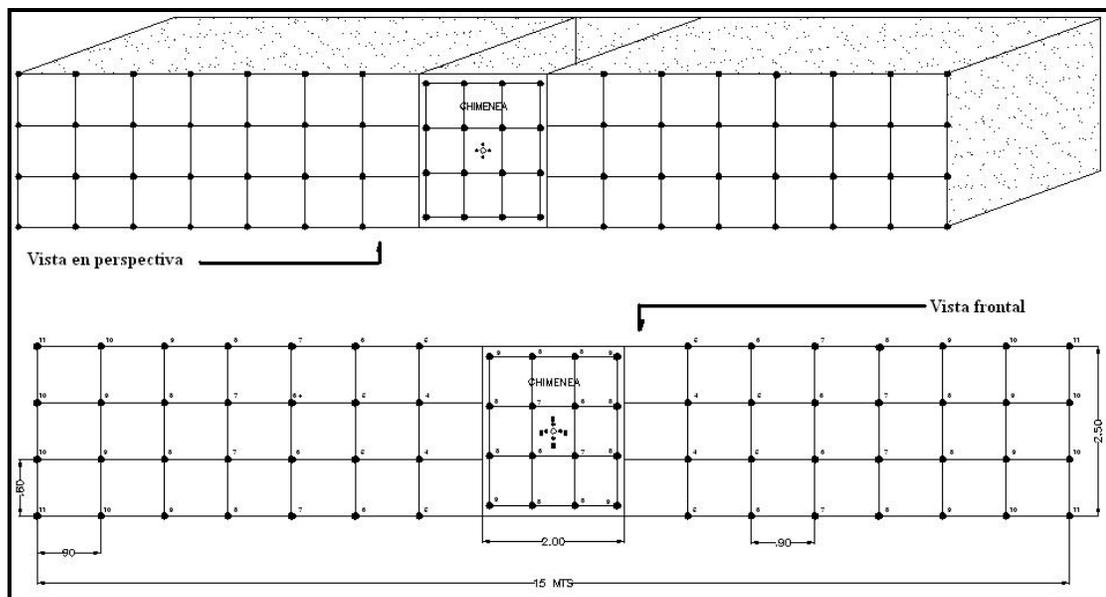


Ilustración 7.5: Esquema de cámaras con chimenea central.

Fuente: Elaboración propia.

La realización de chimeneas contenidas dentro de las cámaras (ver ilustración 7.5) tienen la ventaja de recuperar aquella porción de mena que estaría destinada a la zona de protección de las chimeneas laterales, además, se crean en la cámara dos

bloques con una separación de 2 m propiciando una buena voladura por aprovechando estas dos caras libres. El patrón de perforación y voladura de la chimenea consta de 21 perforaciones de las que 20 son cargadas, estas perforaciones tienen 0.6 m de espaciamiento y 0.7 m de retiro (ver ilustración 7.7).

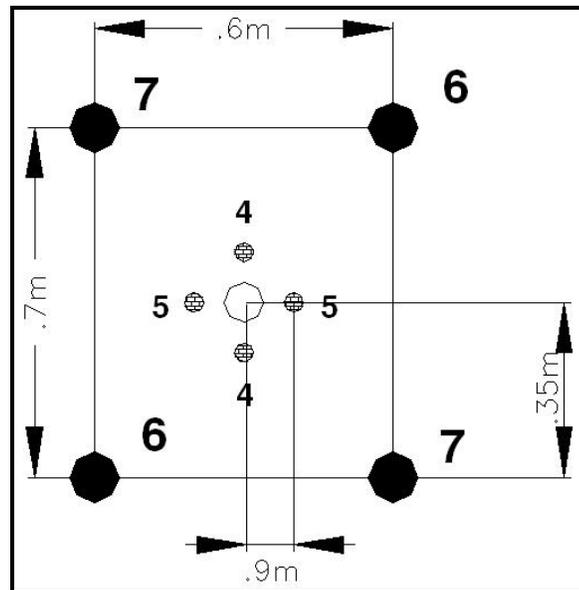


Ilustración 7.6: Detalle del cuele para chimenea central.
Fuente: Elaboración propia.

El patrón de perforación y voladura de los bloques de la cámara separados por la chimenea central consta de 28 perforaciones cargadas, estas perforaciones tienen 0.9 m de espaciamiento y 0.8 m de retiro (ver ilustración 7.6).

De manera similar a la explotación de cámaras escalonadas, la chimenea debe desarrollarse con dos o tres disparos de diferencia que el resto de la cámara, ya que de lo contrario el frente de los bloques avanzaría más, provocando mala fragmentación del material arrancado y creando un ambiente inseguro. La ventilación es de gran importancia para realizar la explotación, es por esta razón que se plantea realizar la

excavación de las chimeneas antes que comience la explotación de las cámaras (ver tabla 7.10).

Tabla 7.10: Características de la perforaciones de las cámaras con chimenea central.

Característica	Cámara	Chimenea
Avance	2 m	1,6 m
Nº de perforaciones	56	21
Cantidad de explosivos	112 Kg	42 Kg

Fuente: Elaboración propia.

7.2.2.- SECUENCIA DE LA EXPLOTACIÓN

Anteriormente se explicó que las operaciones mineras básicas son: perforación, voladura, riego, cuña, rastrillo y acarreo de material. Estas operaciones básicas se deben organizar de manera se enmarquen en una secuencia de explotación orientada a obtener el máximo beneficio económico y, en consecuencia, para alcanzar el mayor aprovechamiento de los recursos asignados a las operaciones: equipos, personal, infraestructura de servicios. La secuencia de explotación ha sido planteada sobre la base del esquema de explotación presentado anteriormente.

Para proyectar los avances de obrase consideran los avances promedios y las toneladas arrancadas por disparo en cada frente de trabajo que indica la tabla 7.11.

Tabla 7.11: Avance y toneladas arrancadas por disparo en frentes de explotación.

Frente	Toneladas por disparo	
	Avance por disparo	
	<i>m</i>	
Cámara	2,0	168
Galería	2,0	96
Estocada	1,8	22
Buzón	1,5	18
Estación de carga	1,8	96
Chimenea	1,6	18

Fuente: Elaboración propia.

Con la información de las tablas 7.8 y 7.11 se determina el tiempo de ejecución de los ciclos por un disparo de cada frente de trabajo (ver tabla 7.12)

Tabla 7.12: Tiempo de ejecución de los ciclos por frente de trabajo.

Frente	Tiempo TOTAL de Ciclos por disparo	
	<i>horas</i>	<i>Turnos</i>
Cámara	24,57	5
Galería	12,38	3
Estocada	8,52	2
Buzón	8,52	2
Estación de carga	12,38	3
Chimenea	8,52	2.5

Fuente: Elaboración propia.

De modo que la secuencia de la explotación se estableció siguiendo el esquema de avance planteado anteriormente, iniciando el desarrollo en las zonas Este y Oeste, la explotación de cada zona se realizará por etapas y cada etapa se ejecutará

por fases de explotación, en base a las cuales se determinó la capacidad de producción de la explotación.

La explotación de la zona Este y Oeste de la veta Hansa, está definida por dos etapas de explotación: etapa de desarrollo y etapa de producción. La etapa de desarrollo será ejecutada en cuatro fases, de igual manera la etapa de producción se realizará también en cuatro fases.

7.2.2.1.- Etapa de desarrollo.

En esta etapa se realizará el desarrollo de la galería 270 Hansa, excavación de las chimeneas CHE/H 1-2 y CHW/H 1-2, simultáneamente la realización de las estaciones de carga, además la preparación de las cámaras y colocación de líneas de servicios (ver ilustración 7.8).

La etapa de desarrollo, está constituida por:

- a. Fase 1: desarrollo de las galerías 270 E/H y 270 W/H.
- b. Fase 2: avance del desarrollo de la galería 270 W/H, preparación de las cámaras TH/E 3-2 y TH/W 4-2, realización de las estaciones de carga de las zonas y desarrollo de las chimeneas CHE/H 1-2 y CHW/H 1-2.
- c. Fase 3: desarrollo de las galerías 270 E/H y 270 W/H, desarrollo de la chimenea CHW/H 1-2 y la preparación de las cámaras TH/E 1-2, TH/E 2-2 y TH/E 4-2.

d. Fase 4: preparación de las cámaras de la galería 270 W/H.

Culminada esta etapa de desarrollo, se procederá a la colocación del portón en la galería 270 cruceo Hansa.

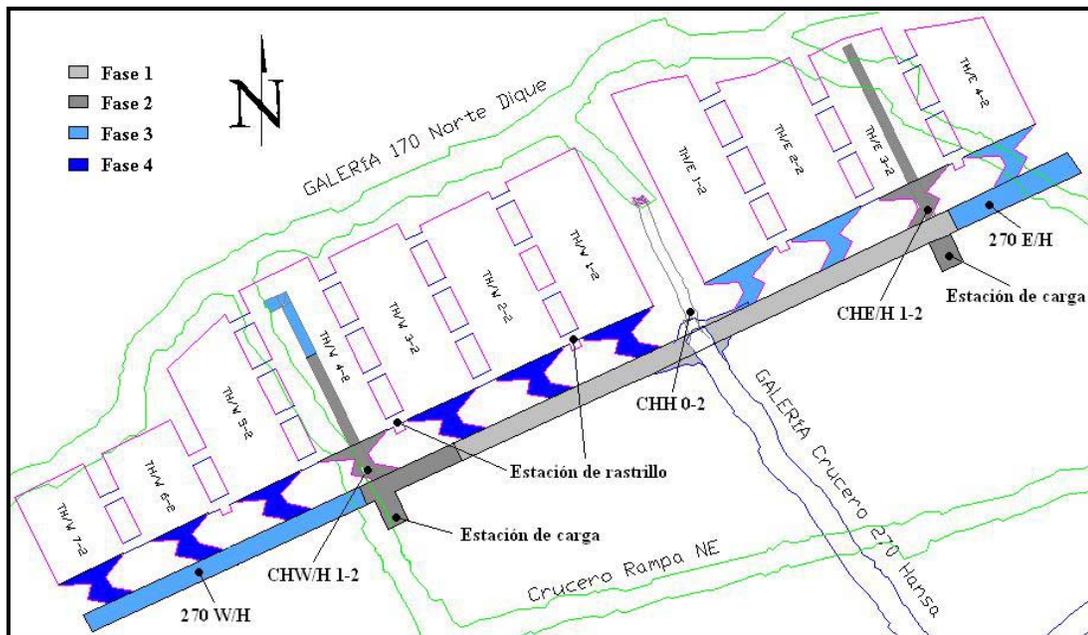


Ilustración 7.7: Fases de la etapa de desarrollo de la veta hansa.

Fuente: Elaboración propia.

La etapa de desarrollo de las zonas Este y Oeste tiene una duración de 6 meses aproximadamente, en esta etapa se tiene estimado producir 16014 toneladas de material (ver tabla 7.13).

En la fase 1 de la etapa de desarrollo se estiman realizar 26 disparos para obtener 52 m de desarrollo de la galería 270 E/H y 270 W/H, con una producción

cercana a las 4.472,00 toneladas con tenores nulos o muy bajos. Esta fase se planifica realizar en un lapso de 43 días aproximadamente.

Tabla 7.13: Características de las fases de la etapa de desarrollo.

Fases	Toneladas arrancadas en fases	Tiempo de Fase			
		<i>horas</i>	<i>turnos</i>	<i>Días</i>	<i>meses</i>
Fase 1	4472	643.76	128.75	42.92	1.43
Fase 2	3408	788.42	157.68	52.56	1.75
Fase 3	5158	765.34	153.07	51.02	1.70
Fase 4	2976	379.20	75.84	25.28	0.84
TOTAL	16014.00	2576.72	515.34	171.78	5.73

Fuente: Elaboración propia.

En la fase 2 de la etapa de desarrollo, se estiman realizar 9 disparos para obtener 18 m de desarrollo de la galería 270 W/H, con una producción cercana a las 774 toneladas con tenores nulos o muy bajos, 4 disparos a la estocada TH/E 3-2 y TH/W 4-2 para desarrollar un avance de 6 m y 4 disparos para realizar el Buzón de cada estocada con una producción de 992 toneladas de material estéril, además, la producción de 688 toneladas por la realización de la estación de carga de la zona Este y Oeste con el desarrollo de 8 m en 4 disparos en cada una de las estaciones y la ejecución de 29 disparos en la chimenea CHE/H 1-2 y 24 disparos en la CHW/H 1-2 para obtener un avance de 46 m y 38 m en las respectivas chimeneas. Esta fase se planifica realizar en un lapso de 53 días aproximadamente con una producción de 3408 toneladas de material de muy bajo tenor.

De igual manera en la fase 3, se estima realizar 10 disparos en la galería 270 E/H, para obtener un avance de 20m y una producción de 860 toneladas con tenores nulos, 31 disparos en la galería 270 W/H para la obtención de 62m de avance y una producción de 2666 toneladas de material estéril, 8 disparos en la chimenea CHW/H 1-2 para obtener 13 m de desarrollo con una producción cercana a las 144 toneladas con tenores cercanos a los 6 gr/Ton, 8 disparos de preparación en las estocadas TH/E 1-2, TH/E 2-2 y TH/E 4-2 con una producción de 1488 toneladas de material estéril, esta fase se planifica realizar en un lapso de 51 días aproximadamente con una producción de 5158 toneladas.

La fase 4 consiste en la realización de las estocadas de la zona Oeste con la ejecución de 8 disparos para obtener una producción de 496 toneladas en cada estocada, esta fase se planifica realizar en 25 días aproximadamente y se estima producir 2976 toneladas de material con tenores cercanos a los 4 gr/Ton.

La tabla 7.14 muestra el número de disparos que se tiene planificado realizar en cada frente de trabajo en cada fase de la etapa de desarrollo.

7.2.2.2.- Etapa de producción.

En esta etapa se desarrollará la explotación de las cámaras de la zona Este y Oeste. Esta etapa se puede conformar en 4 fases (ver ilustración 7.8).

Tabla 7.14: Número de disparo planificados en la etapa de desarrollo.

Fases	Frentes	Disparos	Toneladas	Tiempo (meses)
Fase 1	270 E/H	26	2.236,00	1,43
	270 W/H	26	2.236,00	
Fase 2	270 W/H	9	774,00	1,75
	Estación de carga Este	4	344,00	
	Estación de carga Oeste	4	344,00	
	CHE/H 1-2	29	522,00	
	CHW/H 1-2	24	432,00	
	TH/E 3-2	8	496,00	
	TH/W 4-2	8	496,00	
Fase 3	270 E/H	10	860,00	1,70
	270 W/H	31	2.666,00	
	CHW/H 1-2	8	144,00	
	TH/E 1-2	8	496,00	
	TH/E 2-2	8	496,00	
	TH/E 4-2	8	496,00	
	TH/W 1-2	8	496,00	
	TH/W 2-2	8	496,00	
Fase 4	TH/W 3-2	8	496,00	0,84
	TH/W 4-2	8	496,00	
	TH/W 5-2	8	496,00	
	TH/W 6-2	8	496,00	
	TH/W 7-2	8	496,00	
	TOTAL		267	

Fuente: Elaboración propia.

La etapa de producción, está constituida por:

- a. Fase 1: inicio de la explotación por las cámaras TH/E 3-2 y TH/W 1-2, seguida por las cámaras TH/E 2-2, TH/E 4-2 y TH/W 2-2, hasta el comienzo de la explotación de las cámaras TH/E 1-2 y TH/W 3-2.
- b. Fase 2: explotación de las cuatro cámaras de la zona Este, en esta fase el tonelaje de los ciclos es constante, la fase culmina con el agotamiento de la cámara TH/E 3-2, en esta fase también se explotarán todas las cámaras

de la zona Oeste, a diferencia de la zona Este la explotación no será constante .

- c. Fase 3: consta de la explotación de todas las cámaras, en esta fase será explotada totalmente la zona Este de la veta Hansa.
- d. Fase 4: esta fase consta de la explotación del resto de las cámaras de la zona Oeste hasta su agotamiento.

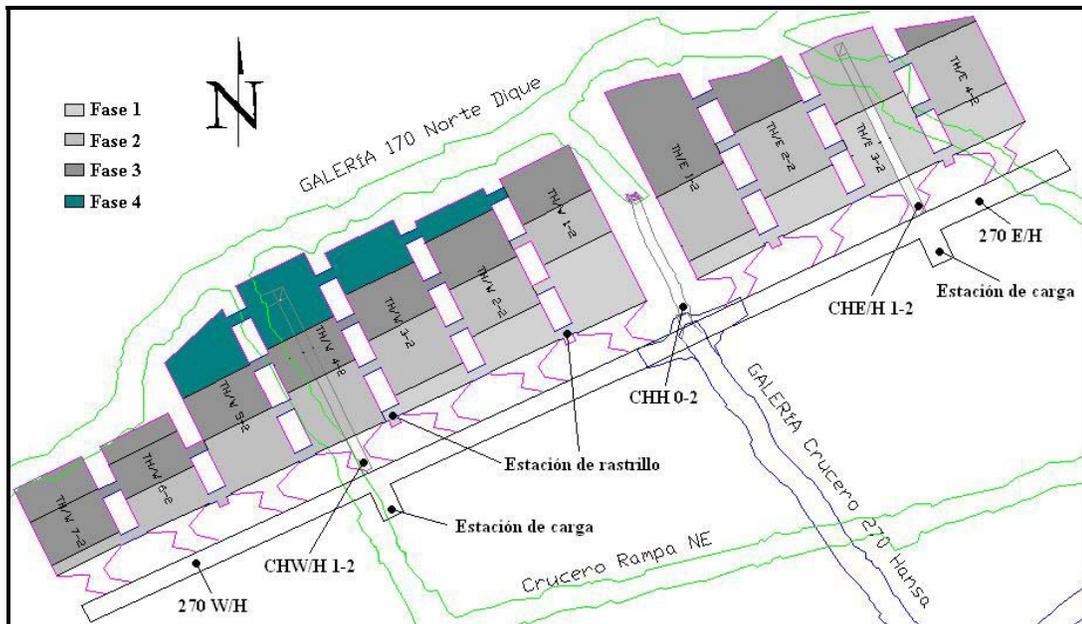


Ilustración 7.8: Esquema de las fases de la etapa de producción.

Fuente: Elaboración propia.

La etapa de producción de la zona Este tiene una duración de 29 meses aproximadamente, en esta etapa se tiene estimado producir 88121.6 toneladas de material con tenores que varían de 3 a 15 gr/Ton (ver tabla 7.15).

Tabla 7.15: Características de las fases de la etapa de producción de la zona Este.

Fases	Toneladas arrancadas en fase	Tiempo de Fase			
		<i>horas</i>	<i>turnos</i>	<i>días</i>	<i>meses</i>
Fase 1	11939.2	1790.12	358.02	119.34	3.98
Fase 2	37363.24	5615.76	1123.15	374.38	12.48
Fase 3	25491.2	3827.12	765.42	255.14	8.50
Fase 4	13328	2006.04	401.21	133.74	4.46
TOTAL	88121.6	13239.04	2647.81	882.60	29.42

Fuente: Elaboración propia.

En la fase 1 de la etapa de producción se tiene planificado realizar 8 disparos para obtener 13 m de avance de la cámara TH/E 3-2, con una producción cercana a las 2.329,6 toneladas con tenor promedio de 7.6 gr/Ton, 7 disparos en la parte “B” y 5 de la parte “A” de los frentes de las cámaras TH/E 2-2 y TH/E 4-2 para obtener 12 m de avance de las cámaras con una producción cercana a las 3.987.2 toneladas con tenor promedio de 8 gr/Ton, 3 disparos en la parte “B” y 1 de la parte “A” del frente de la cámara TH/E 1-2 para obtener 5 m de avance con una producción cercana a las 649,6 toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton, esta fase se planifica realizar en un lapso de 4 meses aproximadamente. En esta fase se planifica realizar 9 disparos en la parte “B” y 7 de la parte “A” del frente de la cámara TH/W 1-2 para obtener 15 m de avance con una producción cercana a las 2.665,6 toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton, 6 disparos en la parte “B” y 4 de la parte “A” del frente de la cámara TH/W 2-2 para obtener 9 m de avance con una producción cercana a las 1.657,6

toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton, 3 disparos en la parte “B” y 1 de la parte “A” del frente de la cámara TH/W 3-2 para obtener 6 m de avance con una producción cercana a las 649,6 toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton.

En la fase 2 de la etapa de producción, se tiene planificado realizar 13 disparos en la parte “B” y 15 de la parte “A” de los frentes de las cámaras de la zona Este para obtener 30 m de avance de las cámaras con una producción cercana a las 18.592,00 toneladas con tenor promedio de 9.5 gr/Ton, 11 disparos en la parte “B” y 10 de la parte “A” de los frentes de las cámaras TH/W 1-2, TH/W 2-2, TH/W 3-2 y TH/W 4-2 para obtener 20 m de avance con una producción de 13.462,4 toneladas con tenores cercanos a los 11.4 gr/Ton, 10 disparos en la parte “B” y 8 de la parte “A” de la cámara TH/W 5-2 para obtener 16 m de avance con una producción de 3.001,6 toneladas con tenores cercanos a los 11.4 gr/Ton, 6 disparos en la parte “B” y 4 de la parte “A” de la cámara TH/W 6-2 para obtener 9 m de avance con una producción de 1,657.6 toneladas con tenores cercanos a los 11.4 gr/Ton y 3 disparos en la parte “B” y 1 de la parte “A” de la cámara TH/W 7-2 para obtener 6m de avance con una producción de 649,6 toneladas con tenores cercanos a los 11.4 gr/Ton. Esta fase se realizará en un lapso de 12.5 meses aproximadamente.

En la fase 3 de la etapa de producción, se tiene planificado realizar 13 disparos en la parte “A” y 13 de la parte “B” del frente de la cámara TH/E 1-2, 6 disparos en la parte “A” y 5 de la parte “B” del frente de la cámara TH/E 2-2 y 5 disparos en la parte “A” y 4 de la parte “B” del frente de la cámara TH/E 4-2, la producción es cercana a las 8.086,4 toneladas con tenor promedio de 9.5 gr/Ton, 8 disparos en la parte “B” y 8 de la parte “A” de los frentes de las cámaras de la zona

Oeste para obtener 16 m de avance con una producción cercana a las 2.508,8 toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton, esta fase se planifica realizar en un lapso de 8 meses y medio aproximadamente.

En la fase 4 de la etapa de producción, se tiene planificado realizar 3 disparos en la parte “A” y 2 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 2-2, 6 disparos en la parte “A” y 5 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 3-2, 5 disparos en la parte “A” y 5 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 4-2, 8 disparos en la parte “A” y 8 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 5-2, 8 disparos en la parte “A” y 7 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 6-2, 10 disparos en la parte “A” y 10 de la parte “B” del frente de la cámara TH/W 7-2, la producción es cercana a las 13.328,00 toneladas con tenor promedio de 11.4 gr/Ton, esta fase se planifica realizar en un lapso de 4 meses y medio aproximadamente.

La tabla 7.16 muestra el número de disparos que se tiene planificado realizar en cada frente de trabajo en cada fase de la etapa de desarrollo.

Tabla 7.16: Número de disparo planificados en la etapa de producción.

Fases	Frentes	Disparos	Toneladas	Tenor	Tiempo (meses)
Fase 1	TH/E 1-2	3	649,00	11,40	3,98
	TH/E 2-2	7	1.993,60	7,60	
	TH/E 3-2	8	2.329,60	7,60	
	TH/E 4-2	7	1.993,60	9,50	
	TH/W 1-2	9	2.665,60	11,40	
	TH/W 2-2	6	1.657,60	11,40	
	TH/W 3-2	3	649,60	11,40	
Fase 2	TH/E 1-2	15	4.860,80	11,40	12,48
	TH/E 2-2	15	4.681,60	7,60	
	TH/E 3-2	15	4.368,00	7,60	
	TH/E 4-2	15	4.681,60	9,50	
	TH/W 1-2	11	3.516,80	11,40	
	TH/W 2-2	11	3.516,80	11,40	
	TH/W 3-2	11	3.516,80	11,40	
	TH/W 4-2	10	2.912,00	11,40	
	TH/W 5-2	10	3.001,60	11,40	
	TH/W 6-2	6	1.657,60	11,40	
TH/W 7-2	3	649,60	11,40		
Fase 3	TH/E 1-2	13	4.368,00	11,40	8,50
	TH/E 2-2	5	1.859,20	7,60	
	TH/E 4-2	5	1.859,20	9,50	
	TH/W 1-2	7	2.352,00	11,40	
	TH/W 2-2	8	2.508,80	11,40	
	TH/W 3-2	8	2.508,80	11,40	
	TH/W 4-2	8	2.329,60	11,40	
	TH/W 5-2	8	2.508,80	11,40	
	TH/W 6-2	8	2.508,80	11,40	
	TH/W 7-2	8	2.688,00	11,40	
Fase 4	TH/W 2-2	2	851,20	11,40	4,46
	TH/W 3-2	5	1.859,20	11,40	
	TH/W 4-2	7	2.038,40	11,40	
	TH/W 5-2	8	2.688,00	11,40	
	TH/W 6-2	7	2.531,20	11,40	
	TH/W 7-2	10	3.360,00	11,40	
TOTAL		282	88.121,60		29,42

Fuente: Elaboración propia.

En la ilustración 7.9 se presenta el cronograma de disparos en los frentes de trabajo, durante la etapa de desarrollo.

FRENTE	MES					
	1	2	3	4	5	6
270 E/H	■	■	■	■	■	■
270 W/H	■	■	■	■	■	■
CHE/H 1-2			■	■	■	
CHW/H 1-2				■	■	■
Est. Carga Este		■	■			
Est. Carga Oeste			■	■		
THE/H 1-2					■	■
THE/H 2-2					■	■
THE/H 3-2		■	■			
THE/H 4-2					■	■
THW/H 1-2						
THW/H 2-2						■
THW/H 3-2						■
THW/H 4-2						■
THW/H 5-2						■
THW/H 6-2						■
THW/H 7-2						■

Ilustración 7.9: Cronograma de disparos en la etapa de desarrollo.

Fuente: Elaboración propia.

En las ilustración 7.10 y 7.11 se presenta el cronograma de disparos en los diferentes frentes de trabajo, durante la etapa de producción.

FRENTE	MES											
	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
THE/H 1-2				■	■	■	■	■	■	■	■	■
THE/H 2-2			■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
THE/H 3-2		■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
THE/H 4-2			■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
THW/H 1-2			■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
THW/H 2-2				■	■	■	■	■	■	■	■	■
THW/H 3-2				■	■	■	■	■	■	■	■	■
THW/H 4-2					■	■	■	■	■	■	■	■
THW/H 5-2						■	■	■	■	■	■	■
THW/H 6-2							■	■	■	■	■	■
THW/H 7-2								■	■	■	■	■

Ilustración 7.10: Cronograma de disparos en la etapa de producción.

Fuente: Elaboración propia.

FRENTE	MES																	
	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	33	34	35	36
THE/H 1-2																		
THE/H 2-2																		
THE/H 3-2																		
THE/H 4-2																		
THW/H 1-2																		
THW/H 2-2																		
THW/H 3-2																		
THW/H 4-2																		
THW/H 5-2																		
THW/H 6-2																		
THW/H 7-2																		

Ilustración 7.11: (Cont.) Cronograma de disparos en la etapa de producción.

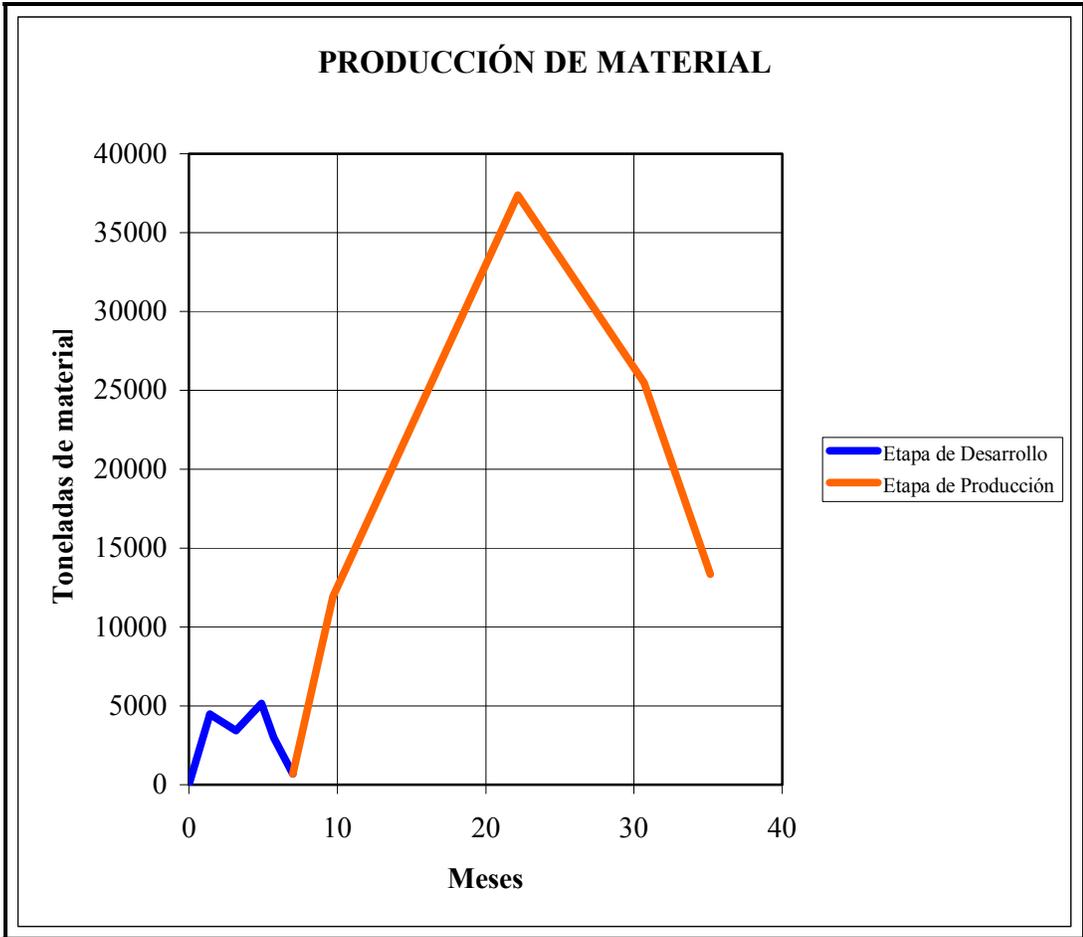
7.3.- CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN.

La capacidad de producción es la cantidad de roca que puede extraerse de la zona por las labores de explotación en un lapso establecido, con el esquema operativo programado y los equipos asignados. En párrafos anteriores se presentó la cantidad de material que se estima extraer o producir en cada una de las fases de las etapas de desarrollo y producción, planificadas en este trabajo.

Del análisis de las tablas 7.13 y 7.14, se puede determinar que la producción de material en la etapa de desarrollo será de aproximadamente 2900 Toneladas mensuales. Se puede determinar además que en la etapa de producción se obtendrán aproximadamente 3000 toneladas mensuales de material.

En la gráfica 7.1 se presentan la característica de la producción de material en el transcurso de la explotación. De la gráfica se observa una producción cercana a las 4.000,00 toneladas durante los cinco primeros meses, concernientes a la etapa de desarrollo del proyecto, seguidamente una producción creciente de material, desde las 672,00 toneladas hasta 35.000,00 toneladas aproximadamente en 16,18 meses, a

partir de los 22 meses de la vida del proyecto se estima un decrecimiento de la producción desde 35000 toneladas hasta 13000 toneladas aproximadamente en 13 meses.



Gráfica 7.1: Toneladas de material producidas en la explotación. (Fuente: Elaboración propia).

CAPÍTULO VIII

VENTILACIÓN

La ventilación de minas se refiere al conjunto de trabajos que se realizan para suministrar aire con la finalidad de obtener un ambiente seguro, saludable y cómodo para el personal que labora en la mina y de esta manera desarrollar satisfactoriamente las actividades de explotación minera.

El objetivo principal de este capítulo es analizar el circuito de aire existente, determinar los requerimientos de aire fresco para las labores mineras y diseñar el sistema de ventilación para la zona en estudio.

8.1.- CIRCUITO DE VENTILACIÓN ACTUAL.

A la galería 270 Hansa llega una corriente de aire fresco proveniente del nivel 1 por la chimenea CHH 0-2, ésta corriente de aire forma parte del aire procedente de la rampa de superficie

Del aire fresco que entra a la mina proveniente de la rampa de superficie, que es de aproximadamente $3000 \text{ m}^3/\text{min}$, una parte circula por el crucero rampa ND (norte de dique), de ésta corriente una parte desciende al nivel 2 por la chimenea CHH 0-2 y por la galería 270 crucero Hansa. La otra porción del aire procedente de la rampa a superficie se desplaza por el crucero NE (noreste).

Las mediciones de velocidad del aire que circula dentro de la mina se realizaron con un anemómetro de paletas; estas se tomaron en puntos de las galerías del nivel 1 y 2, de la Mina Colombia. Para la determinación del caudal de aire, se midió las dimensiones de la sección de las galerías para determinar su área y se tomaron las lecturas de velocidades del anemómetro.

Para determinar el caudal del aire en un punto se utilizó la siguiente expresión:

$$Q = (0.00508) \times A \times V$$

donde:

Q = Caudal de aire (m^3/s).

A = Área de sección (m^2).

V = Velocidad del flujo de aire (fpm/tiempo).

En la ilustración 8.1 se muestran los puntos donde se tomaron las mediciones y la dirección de la corriente de aire, en la tabla T1 se muestran los caudales de aire en los puntos señalados, cabe destacar que en cada punto se tomaron dos lecturas de la velocidad, el valor del caudal de aire en un punto corresponde al promedio de los caudales calculados.

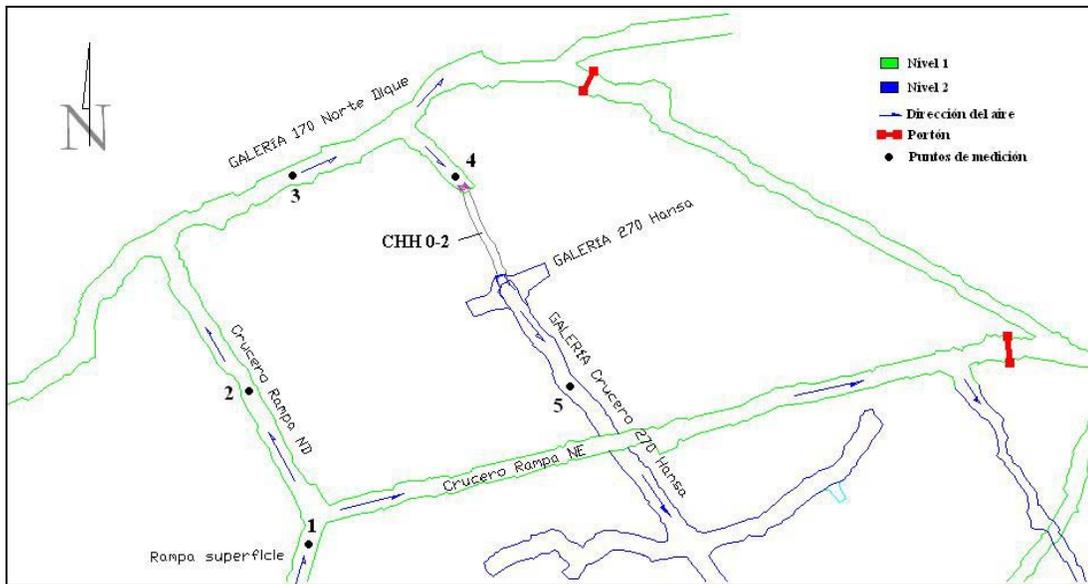


Ilustración 8.1: Circuito de la corriente de aire en Hansa norte del dique.

Fuente: Elaboración propia.

En la ilustración 8.1 se muestra la ubicación de portones que impiden el paso de aire a lugares innecesarios; el objetivo de estos portones es desviar el flujo de aire a zonas donde normalmente no se desplazaría.

Tabla 8.1: Calculo de caudales de aire en el Nivel 1 y 2.

Punto	Dimensiones		Área	Velocidad		Tiempo		Caudal (m ³ /seg)		
	1	2		V1(fpm)	V2(fpm)	T1(s)	T2(s)	Q1	Q2	Qm
1	5,0	3,8	19,0	1.725,0	1.625,0	3,7	3,5	44,8	47,6	46,2
2	3,5	5,8	20,2	930,0	927,0	4,1	4,6	23,3	20,9	22,1
3	6,0	3,6	21,6	418,0	522,0	4,5	4,6	10,2	10,1	10,1
4	4,4	3,2	14,1	456,0	437,0	3,0	3,4	10,9	9,5	10,2
5	4,7	3,1	14,7	395,0	427,0	3,2	3,5	9,3	8,5	8,9

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 8.1 se puede observar que del punto 2 al punto 3, existe una disminución en el caudal de aire, esto se debe a la reducción de la velocidad del aire por fricción, la geometría y forma de las galerías, además de la existencia de cámaras en la galería 170 ND (Norte de Dique) ya explotadas que aumenta el área de circulación del aire, se suma además el error causado por la cantidad no representativa de lecturas realizadas y error de apreciación del equipo de medición. Es necesario señalar que los portones tienen una eficiencia del 95%, es decir, por los portones llega a pasar un 5% del aire que circula por la galería.

8.2.- REQUERIMIENTO DE AIRE.

En ésta sección, basándose en el diseño de explotación de la veta Hansa, se calcula la cantidad de aire necesaria para mantener un ambiente no viciado, seguro y propicio para realizar las labores mineras en la zona. Para calcular el caudal requerido en la mina, o en una parte de la mina, se deben tomar en cuenta:

- El número de personas que laboran en la zona.
- La cantidad de equipos Diesel en uso.
- El consumo de explosivos.

8.2.1.- SEGÚN EL NÚMERO DE PERSONAS.

Para minas subterráneas metálicas se establece que en los frentes de trabajo se requiere como mínimo 5.664 m³/min/persona, según ordenanzas del California Code of Regulations Ventilation. El cálculo de del caudal de aire en función del número de personas:

$$Q_p = 5.664 \text{ m}^3/\text{min}/\text{persona} \times N$$

Donde:

Q_p = caudal requerido. (m³/min).

N = número de personas.

Para la explotación de la veta Hansa, tomando el diseño de explotación, se determina que el número máximo de personas que trabajarán en un turno en la zona en estudio es de seis (6) obreros en total, para las labores de perforación se asignarán cuatro (4) obreros y conjuntamente para las labores de carga de explosivos se asignarán dos (2) obreros, las labores de perforación y carga de explosivos son trabajos que se pueden ejecutar simultáneamente y en esta circunstancia es donde se encuentran el mayor número de trabajadores en el área de trabajo.

Con lo antes mencionado y con las expresiones mostradas en párrafos anteriores se estima el requerimiento de aire tomando en cuenta el número de personas que trabajaran en la zona según se indica en la tabla 8.2.

Tabla 8.2: Cálculo de la cantidad de aire según el número de personas.

Labor	Número de Trabajadores	Qp (m ³ /min)
Perforación	4	22,656
Carga de explosivos	2	11,328
Carga y acarreo de material	2	11.328
TOTAL	8	45,312

Fuente: Elaboración propia.

Al menos dos labores mineras se pueden realizar simultáneamente si se presenta un ambiente propicio para ello; en ese sentido, en el lugar de trabajo se encontrarán al menos seis (6) obreros laborando. Para la estimación del requerimiento de aire fresco en la zona 270 Hansa se calculará el requerimiento de aire para una cantidad de ocho (8) personas asumiendo que todas las labores se realizarán simultáneamente, obteniéndose un caudal requerido de aire de 45.31 m³/min.

8.2.2.- SEGÚN LA CANTIDAD DE EQUIPOS DIESEL EN USO.

El caudal de aire requerido para diluir los gases producto de la combustión de los motores Diesel está basada en la potencia de los mismos, tomando en cuenta nivel de seguridad y el caudal de aire requerido por unidad de potencia. Para el calculo se utiliza la expresión:

$$Q = (Hp_{Total} * Q_{Hp}) * N$$

Donde:

Q = Caudal requerido (m^3/min).

Hp = potencia de los equipos Diesel.

Q_{Hp} = Caudal de aire requerido por unidad de potencia ($3m^3/min/Hp$).

N = Nivel de seguridad (1.25)

Los equipos Diesel que se utilizan normalmente son los destinados para labores de acarreo: camiones y cargadores frontales.

En la tabla 8.3 se muestran las características de los equipos de acarreo asignados, que laboran en la galería 270 Hansa.

Tabla 8.3: Características de los equipos Diesel.

Equipo	Nº de Equipos	kW
Camión DUX DT-26	2	136
Cargador ST 3,5	1	120
Cargador TORO T-301	1	120

Fuente: Elaboración propia.

Para calcular el requerimiento de aire se debe tomar conocer el números de equipos Diesel en uso, normalmente los equipos que laboran en el proceso de acarreo son el camión DUX DT-26 y el cargador ST 3.5 o el TORO T-301. En la tabla 8.4 se muestra el requerimiento de aire total por equipo Diesel en uso, en la galería 270 Hansa.

Tabla 8.4: Caudal de aire requerido según equipos Diesel en uso.

Equipo	kW	Hp	Qr (m³/min)
Camión DUX DT-26	136	101,4152	380,307
Cargador ST 3,5	120	89,484	335,565
		<i>TOTAL</i>	715,872

Fuente: Elaboración propia.

8.2.3.- POR CONSUMO DE EXPLOSIVO.

Con la expresión de Hartman (1996), se realiza el cálculo para determinar el caudal de aire necesario para mantener una atmósfera respirable luego de realizarse una voladura.

$$Q = \frac{100 * E * a}{0,48 * T}$$

Donde:

Q = caudal requerido (m³/min).

E = Cantidad de explosivo detonado (kg).

a = volumen de gases tóxicos generados por la explosión de 1 kg de explosivo, ($a = 0.04 \text{ m}^3/\text{kg}$).

T = tiempo de dilución de los gases (120min).

Para la determinar la cantidad de explosivo usado en cada frente es necesario conocer el número de barrenos perforados, longitud y diámetro de las perforaciones,

longitud de la columna de explosivo y densidad del explosivo usado. Cabe destacar que el explosivo usado en todas las voladuras fue el ANFO cuya densidad es de 0.8 gr/cm^3 ($8 \times 10^{-4} \text{ kg/cm}^3$), los barrenos fueron cargados hasta 15 centímetros aproximadamente relativo a la zona de taco. Con la siguiente expresión se puede determinar la cantidad de explosivo:

$$CEF = \frac{\pi}{4} \times \rho_{ANFO} \times D_B^2 \times (L_B - l) \times n$$

donde:

CEF = Cantidad de explosivo por frente (kg).

ρ_{ANFO} = Densidad del ANFO (kg/cm^3).

D_B = Diámetro de la perforación (cm).

L_B = Longitud de la perforación (cm).

l = Longitud del taco (cm).

n = Numero de barrenos en el frente.

La perforación se realiza con equipos manuales marca Atlas Copco modelo BBD-94W, estas perforaciones son de 3.8 cm de diámetro y de 1.8 m de longitud. En la tabla 8.5, se muestra la cantidad de explosivo usado por voladura según el frente de explotación, calculado con la ecuación antes descrita y con los datos mencionados resulta que la perforación de un barreno realizada con equipo manual contiene aproximadamente 1.5 kg de explosivo. En el capítulo 5 de este trabajo se muestran

los patrones de voladura para los diferentes frentes de trabajo con el respectivo número de perforaciones que son cargadas.

Tabla 8.5: Cantidad de explosivos por frente de explotación.

Frente	N° de perforaciones	Cantidad de explosivo (kg)
Cámara	76	114
Galería de desarrollo	48	72
Chimenea	24	36

Fuente: Elaboración propia.

Para el cálculo del requerimiento de aire total según la cantidad de explosivo usado, se tomara o se plantea como escenario la explotación de todas las cámaras de manera simultánea, la tabla 8.6 muestra el caudal de aire requerido en la explotación de los frentes de trabajo.

Tabla 8.6: Caudal total requerido por consumo de explosivo.

Frente	Cantidad de explosivo (kg)	Q (m³/min)
Cámaras	114	7,97
Galerías de desarrollo	72	5
Chimeneas	36	2,5
	TOTAL	15,47

Fuente: Elaboración propia.

Se estima que en el escenario planteado se requiere un caudal de aire de 96m³/min. En la tabla 8.7 se muestra los caudales de aire requeridos por las diferentes exigencias, con la finalidad de establecer las necesidades de ventilación cuando se practiquen labores mineras simultáneas.

Tabla 8.7: Caudal de aire según el requerimiento.

Requerimiento	Q (m³/min)
Por número de personas	45.312
Por cantidad de equipos Diesel	715.872
Por consumo de explosivo	96

Fuente: Elaboración propia.

Tomando en cuenta los datos de la tabla 8.7 se obtiene que cuando se ejecutan las labores de perforación, carga y acarreo en la zona, de manera simultanea, el caudal de aire requerido es de 761.18 m³/min, siendo este valor el parámetro de diseño.

8.3.- DISEÑO DE LA VENTILACIÓN.

En las secciones anteriores se estudió el circuito de ventilación actual en el nivel 1 y 2 en la zona norte del dique Laguna, posteriormente se calculó el requerimiento de aire fresco para la zona de explotación en el Nivel 2. En esta sección se propone la realización de labores tales como la excavación de chimeneas, colocación de portones y ventiladores auxiliares que permiten una ventilación que satisfaga los requerimientos de aire en la zona de trabajo. Para el diseño de ventilación se debe conocer el diseño del plan de explotación que será ejecutado y el plan de desarrollo del mismo.

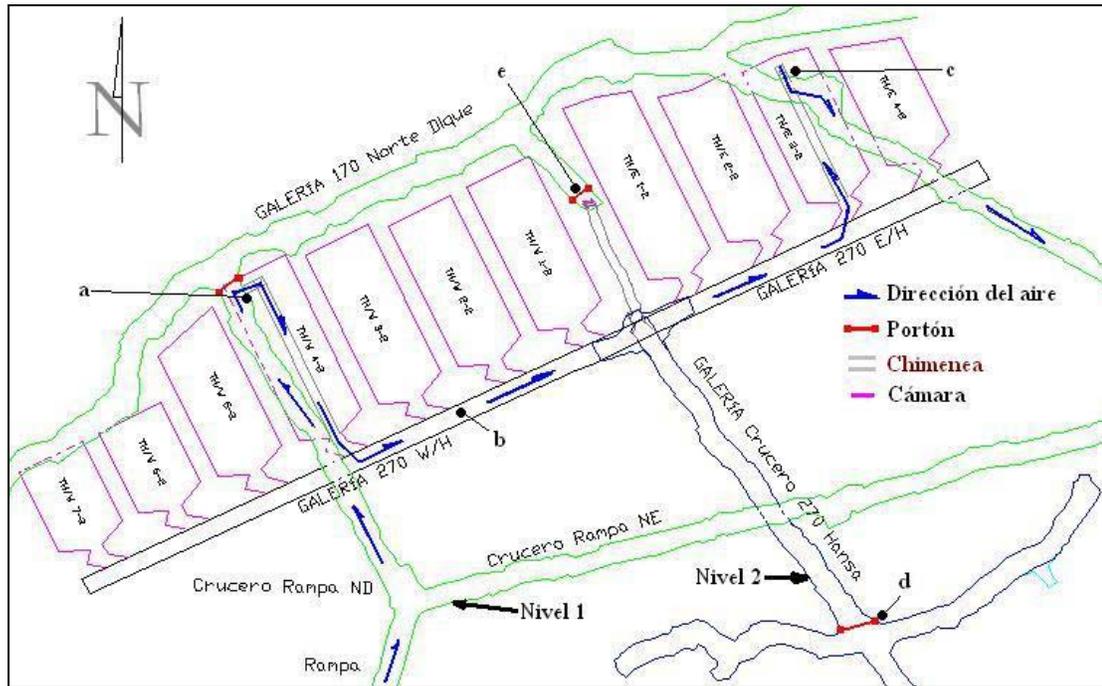


Ilustración 8.2: Diseño final del circuito de ventilación.

Fuente: Elaboración propia.

En la ilustración 8.2 se muestra el diseño de explotación de la veta Hansa norte de dique, entre el Nivel 1 y 2, en el cual se plantea la excavación de dos chimeneas centrales en las cámaras TH/W 4-2 y TH/E 3-2. El flujo de aire que se desplaza por el Crucero Rampa ND se desvía a la chimenea situada en la cámara TH/W 4-2, por un portón colocado al final de esta galería (Punto “a”, ilustración 8.2), el flujo proveniente de ésta chimenea ventila la zona Oeste de la galería 270 Hansa (Punto “b”, ilustración 8.2), el aire circula por las cámaras en dirección Este y realiza el recorrido por la galería 270 Hansa y asciende a la 170 Norte de Dique en el Nivel 1 por la chimenea situada en la cámara TH/W 3-2 (Punto “c”, ilustración 8.2).

Para que el flujo de aire circule de esta manera se hace necesario la colocación de portones en la galería Crucero 270 Hansa y en la galería de desfonde de la chimenea CHH 0-2, específicamente en los puntos “d” y “e” de la ilustración 7.2.

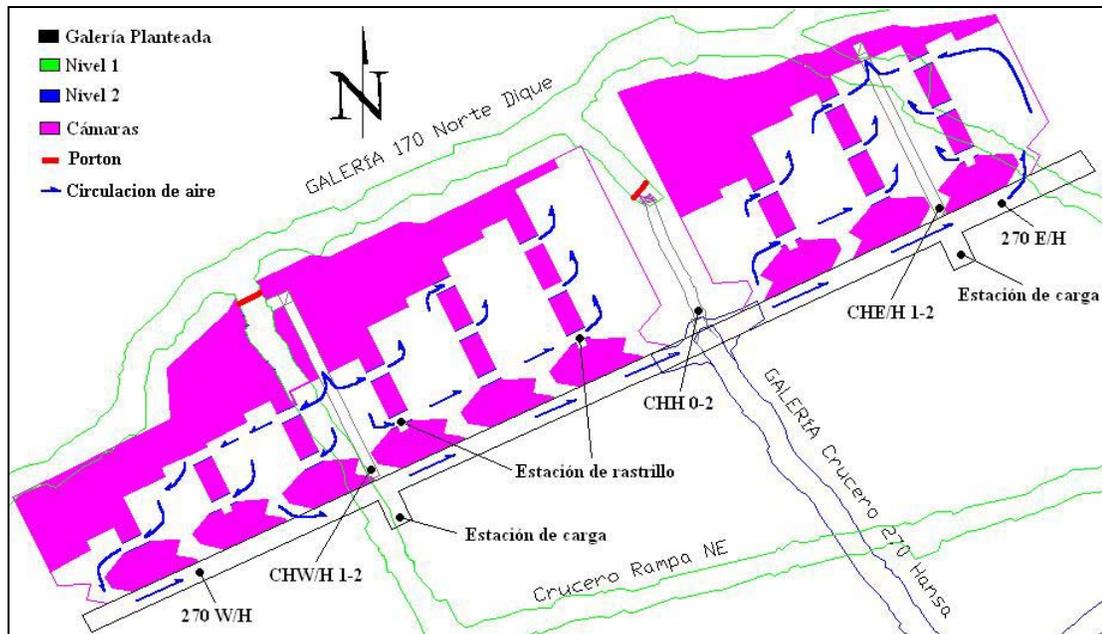


Ilustración 8.3: Esquema de la ventilación de las cámaras de explotación.
Fuente: Elaboración propia.

En la ilustración 8.3 se muestra el esquema de ventilación de las cámaras que se espera obtener.

En el momento en que se excaven las chimeneas y se hayan colocado los portones se estima que el caudal de aire que se desplazará por la galería 270 Hansa será de aproximadamente $21 \text{ m}^3/\text{seg}$, ya que el caudal que ingresará es igual al 95% del que circula por la galería Crucero Rampa ND, debido a la eficiencia del portón que se colocará en esa galería. El caudal de aire que se desplazará por la zona Este de la galería 270 Hansa será de $19 \text{ m}^3/\text{seg}$, por el escape de aire en los portones de la

galería Crucero 270 Hansa y de la chimenea CHH 0-2, en consecuencia se estima que el caudal de aire que saldrá de la chimenea CHE/H 1-2 será de $19 \text{ m}^3/\text{seg}$.

La estimación del caudal de aire en las cámaras y en la galería 270 Hansa, en la etapa de producción, no se puede realizar por métodos analíticos debido a la falta de información sobre el flujo de aire en la galería 170 ND. En este trabajo se estimará el caudal de aire que circula por las cámaras de la veta Hansa por comparación de otras zonas de la Mina Colombia.

En la galería 270 W/A en el Nivel 2 se encuentran cuatro (4) cámaras en explotación, que son ventiladas por el aire que ingresa del Nivel 1 por la chimenea CHW/A 5-2 con un caudal de $19.27 \text{ m}^3/\text{seg}$, sin ventilación auxiliar el caudal del aire que circula por las cámaras TW/A 1-2, TW/A 2-2, TW/A 3-2 y TW/A 4-2 es de $6.39 \text{ m}^3/\text{seg}$ y con el uso de un ventilador SPENDRU S-450 colocado en la galería de desarrollo; se obtiene un caudal de $9.13 \text{ m}^3/\text{seg}$ aproximadamente y de ésta manera se satisface el requerimiento de ventilación de ésta zona. De igual manera en la galería 570 W/C en el Nivel 5 se están explotando cuatro (4) cámaras, el aire ingresa a las cámaras por la chimenea CHC 6-5 con un caudal de $29.54 \text{ m}^3/\text{seg}$, la ventilación en las cámaras TC 13-5, TC 14-5, TC 15-5 y TC 16-5 hay un flujo de aire de $14 \text{ m}^3/\text{seg}$ aproximadamente con ventilación auxiliar (ventilador SPENDRU S-450), sin el uso del ventilador el caudal de aire que circula por las cámaras es de $9.72 \text{ m}^3/\text{seg}$, de ésta manera se solventa el requerimiento de aire en esa zona. De los casos descritos anteriormente se puede estimar que el caudal de aire que tendrán las cámaras de la galería de 270 Hansa será de $6.96 \text{ m}^3/\text{seg}$ ya que el caudal que ingresa por la

chimenea CHW/H 1-2 es de 21 m³/seg y con el uso de ventiladores el caudal se estima de 10 m³/seg aproximadamente.

Por lo mencionado en el párrafo anterior, en éste trabajo se propone la instalación de dos (2) ventiladores SPENDRU S-50, de 540 m³/min, en la galería 270 Hansa: un ventilador situado en la galería 270 W/H, específicamente en el extremo opuesto a la estocada TH/W 4-2 y otro ventilador ubicado cercano a la intersección de la galería Crucero 270 Hansa con la galería 270 Hansa. Cada ventilador será colocado de manera que la corriente de aire se desplace desde la zona Oeste a la Este de la galería 270 Hansa.

CAPÍTULO IX

ESTIMACIÓN DE COSTOS

En este capítulo se realizará la estimación de los costos directos de operación, asociados a la explotación de los recursos de veta Hansa norte del dique Laguna. Para realizar la estimación de estos costos se usarán costos estándares generados en las labores mineras realizadas en la Mina Colombia, calculados por la Superintendencia de Minas de la empresa CVG Minerven.

9.1.- COSTOS ESTÁNDARES

A continuación se muestran de manera detallada los costos estándares de los equipos que se usarán para la explotación de la veta Hansa, al igual de los costos estándares de la ejecución de las labores mineras para el aprovechamiento de los recursos.

9.1.1.- COSTO ESTÁNDAR DE LA PERFORACIÓN MANUAL.

Los equipos de perforación manual son marca Atlas Copco, modelo BBD-94W accionados por aire comprimido. El costo horario estándar de un equipo de perforación manual, se estima en los siguientes términos:

- Costo de capital: 4.84 US\$/h.

- Costo total de insumos: 5.97 US\$/h.
- Costo de reparación y mantenimiento: 3.23 US\$/h.
- Costo total de accesorios: 9.63 US\$/h.
- Costo por consumo de aire: 3.93 US\$/h.
- **Costo total de perforadora manual: 27.60 US\$/h.**

El tiempo de perforación de un barreno con un equipo manual es de aproximadamente 10 min y el arranque promedio de material por barreno es de 1.7 Ton; en este sentido se puede estimar el costo estándar de perforación de una tonelada de material en 2.71 US\$/Ton.

9.1.2.- COSTO ESTÁNDAR DE CARGA Y ACARREO.

En ésta sección se presentan los costos horarios de los equipos de carga y acarreo que están asignados para la explotación de la veta Hansa, posteriormente se determina el costo por tonelada cargada y acarreada.

9.1.2.1.- Costo horario estándar generado por equipos de carga.

La tabla 9.1 muestra el costo horario estándar de los equipos de carga que están asignados en las labores para la explotación de la veta Hansa.

Tabla 9.1: Costo horario estándar de los equipos de carga.

EQUIPO	COSTO DE PROPIEDAD	COSTO DE OPERACIÓN	TOTAL
	<i>US\$/h</i>	<i>US\$/h</i>	<i>US\$/h</i>
CARGADOR TORO T-301	17,66	21,17	38,83
CARGADOR WAGNER ST-3,5	16,6	24,78	41,38
CARGADOR WAGNER ST-2D	2,82	19,53	22,35
CARGADOR SCHOPFF L-6A	3,16	16,41	19,57

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

En los costos de propiedad de los equipos de carga está incluida la depreciación del equipo, intereses y seguros. Mientras que en los costos de operación están incluidos los costos por insumos (combustible y lubricantes) , elementos de desgaste, costos de accesorios y costos de reparaciones.

9.1.2.2.- Costo horario estándar generado por equipos de acarreo.

La tabla 9.2 muestra el costo horario estándar de los equipos de acarreo que están asignados para laborar en la explotación de la veta Hansa.

En los costos de propiedad de los equipos de acarreo está incluida la depreciación del equipo, intereses y seguros. Mientras que en los costos de operación están incluidos los costos por insumos (combustible y lubricantes), elementos de desgaste, costos de accesorios y costos de reparaciones.

Tabla 9.2: Costo horario estándar de los equipos de carga.

EQUIPO	COSTO DE PROPIEDAD	COSTO DE OPERACIÓN	TOTAL
	<i>UD\$/h</i>	<i>UD\$/h</i>	<i>UD\$/h</i>
CAMIÓN DUX DT-26	3,82	27,14	30,96
CAMIÓN WAGNER MT-420	3,3	23,48	26,78

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

Para determinar el costo horario estándar de la labor de carga y acarreo se toman los costos horarios estándares del cargador WAGNER ST-3.5 y el camión DUX DT-26, de esta manera se estima que el costo horario estándar de carga y acarreo es de 72.34 US\$/h. En el capítulo 6 se determinó que en una hora son acarreados 38.50 Ton de material desde la galería 270 Hansa hasta el coladero, de manera que se estima que el costo de la carga y acarreo de una tonelada de material es de 1.88 US\$.

9.1.3.- COSTO ESTÁNDAR POR LAS VOLADURAS.

Para realizar la voladura de un frente inicialmente se perforan los barrenos en el frente de explotación, los barrenos son llenados con ANFO que va a ser iniciado por un detonador NONEL, los detonadores son conectados a un cordón detonante. El cordón detonante es iniciado por un detonador electrónico conectado al cable de disparo ubicado en la galería de desarrollo.

Tabla 9.3: Costo de explosivos y accesorios para voladura por disparo según el frente.

Frente	Anfo	Detonador nonel	Detonador eléctrico	Cordón detonante	Cable de disparo	Total
	<i>US\$/Disp.</i>	<i>US\$/Disp.</i>	<i>US\$/Disp.</i>	<i>US\$/Disp.</i>	<i>US\$/Disp.</i>	<i>US\$/Disp.</i>
Desarrollos	131,12	213,84	2,94	4,72	7,43	360,05
Chimenea	32,78	79,2	2,94	2,36	7,43	124,71
Cámaras	229,46	372,24	2,94	21,24	7,43	633,31
Estación de carga	131,12	213,84	2,94	4,72	7,43	360,05
Estocada	98,34	150,48	2,94	3,54	7,43	262,73

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

En la tabla 9.3 se muestran los costos de explosivos y accesorios para voladura para un disparo por frente de trabajo. Para calcular los costos de voladura de una tonelada de material se divide el costo de voladura por disparo entre las toneladas de material arrancadas en un disparo. En la tabla 9.4 se muestran los costos de voladura por tonelada arrancada dependiendo por cada frente de explotación.

Tabla 9.4: Costo de voladura por tonelada arrancada según el frente de explotación.

Frente	Costo de voladura por disparo	Toneladas arrancadas por disparo	Costo de voladura por tonelada arrancada
	<i>US\$</i>		<i>US\$/Ton.</i>
Desarrollos	360,05	96	3,751
Chimenea	124,71	18	6,928
Cámaras	633,31	168	3,770
Estación de carga	360,05	96	3,751
Estocada	262,73	62	4,237

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

9.1.4.- COSTO ESTÁNDAR DE LA MANO DE OBRA.

Para estimar el costo por mano de obra se debe conocer los salarios asignados a cada cargo y el numero de obreros que intervienen en las labores mineras. La tabla 9.5 muestra el salario por turno asignado a cada cargo en el turno de 4 hrs.

Para las labores de perforación y voladura se requieren a dos (2) operadores de equipos de perforación, dos (2) mineros y dos (2) dinamiteros, mientras que para las labores de carga y acarreo se requieren a dos (2) operadores de equipos. La tabla 9.6 muestra los costos totales de mano de obra de las labores, para la elaboración de ésta tabla se tomaron como datos la información contenida en la tabla 9.5, los tiempos de ejecución de las labores de perforación y voladura tomados del capítulo de ritmo de producción y la cantidad de obreros que trabajan en cada labor.

Tabla 9.5: Salario integral asignado por cargo.

CARGO	SALARIO
	<i>US\$/Turno.</i>
Operador de equipo carga y acarreo	28,71
Operador de equipo de perforación	27,49
Dinamitero	27,09
Minero	25,83

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

Tabla 9.6: Costo total de la mano de obra en las labores de perforación y voladura de carga y acarreo

FRENTE	COSTO TOTAL DE MANO DE OBRA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA	COSTO TOTAL DE MANO DE OBRA EN CARGA Y ACARREO
	<i>US\$/Ton.</i>	<i>US\$/Ton.</i>
Desarrollos	3.35	0.6
Chimenea	17.87	3,19
Cámaras	3.83	1.37
Estación de carga	3.35	0,60
Estocada	5.19	0.93

Fuente: Elaboración propia.

9.1.5.- COSTOS ESTÁNDARES DE VENTILACIÓN Y EXTRACCIÓN DE MATERIAL.

En la tabla 9.7 se muestran los costos integrales generados por la ventilación primaria o principal (Pozo América), ventilación secundaria (Sistema de ventiladores) y la extracción de material concerniente al costo de utilización del sistema de la Izadora.

Tabla 9.7: Costos de ventilación primaria, secundaria y extracción de material.

LABOR	COSTO
	<i>US\$/Ton.</i>
Ventilación primaria.	1,27
Ventilación secundaria.	2,17
Extracción.	1,65

Fuente: Superintendencia de Minas CVG Minerven.

9.2.- ESTIMACIÓN DEL COSTO DE LA EXPLOTACIÓN.

Los costos directos de la explotación se estiman con los estándares presentados anteriormente y la producción de material proyectada.

Tabla 9.8: Costos generados durante la secuencia de explotación.

ETAPA	FASES	Toneladas	Costo de	Costo de	Costo de	Costo de	
		extraídas en fase	perforación y voladura	voladura	carga y acarreo	extracción	
		<i>meses</i>	<i>US\$</i>	<i>US\$</i>	<i>US\$</i>	<i>US\$</i>	
Desarrollo	1	4472,00	1,43	12119,12	16770,00	8407,36	7378,80
	2	3408,00	1,75	9235,68	16299,80	6407,04	5623,20
	3	5158,00	1,70	13978,18	20529,54	9697,04	8510,70
	4	2976,00	0,84	8064,96	12618,24	5594,88	4910,40
Producción	1	11939,20	3,98	32355,23	45010,78	22445,70	19699,68
	2	37363,20	12,48	101254,27	140859,26	70242,82	61649,28
	3	25491,20	8,50	69081,15	96101,82	47923,46	42060,48
	4	13328,00	4,46	36118,88	50246,56	25056,64	21991,20
TOTAL		104135,60	35,15	282207,48	398436,01	195774,93	171823,74

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9.9: Costos generados durante la secuencia de explotación (Continuación).

ETAPA	FASES	Toneladas extraídas en fase	Tiempo <i>meses</i>	Costo de ventilación (Pozo América) <i>US\$</i>	Costo de Ventilación secundaria <i>US\$</i>	Costo de la mano de obra <i>US\$</i>
Desarrollo	1	4472,00	1,43	5679,44	9704,24	17664,40
	2	3408,00	1,75	4328,16	7395,36	31927,26
	3	5158,00	1,70	6550,66	11192,86	26052,02
	4	2976,00	0,84	3779,52	6457,92	18183,36
Producción	1	11939,20	3,98	15162,78	25908,06	62083,84
	2	37363,20	12,48	47451,26	81078,14	194288,64
	3	25491,20	8,50	32373,82	55315,90	132554,24
	4	13328,00	4,46	16926,56	28921,76	69305,60
TOTAL		104.135,60	35,15	132.252,21	225.974,25	552.059,36

Fuente: Elaboración propia.

En las tablas 9.8 y 9.9, se muestran los costos generados por las labores mineras en cada fase de las etapas de desarrollo y producción, según la secuencia de explotación planteada en el capítulo 6.

De las tablas anteriores se puede determinar que los costos operativos de la etapa de desarrollo son de 515.441,26 US\$ y de la etapa de producción es de 1.068.057,26 US\$, de ésta manera el costo operativo total estimado de la explotación de la veta Hansa norte del dique Laguna en el Nivel 2, es de 1.583.499,02 US\$.

El costo directo de la producción del sector Hansa es de 18,94 US\$/Ton, calculados en base a los costos estándares de la operación minera. Éste costo es levemente superior al costo estándar estimado de la mina, referencialmente estimado en 16 US\$/Ton.

CAPÍTULO X

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1.- CONCLUSIONES.

Del estudio realizado en éste trabajo se pueden concluir los siguientes aspectos:

La veta Hansa posee un rumbo cercano N60°E y buzamiento 32°SE, con potencia media de 4 m y tenores que varían de 10 gr/Ton a 15 gr/Ton. El material está clasificado como roca fuerte y fresca, con resistencia que varía de 100 a 125 Mpa. La zona a explotar está delimitada aproximadamente por 215 m en sentido del rumbo y 55 m en dirección al buzamiento de la estructura. Las reservas probadas son de 115.466,00 Toneladas aproximadamente.

Tomando en cuenta las características geológico-estructural de la veta Hansa y la experiencia de Minerven en los métodos de explotación subterráneos, se concluye que el aprovechamiento de los recursos de la veta Hansa se debe realizar por el método de explotación por cámaras y almacén, puesto que es el método más conveniente de aplicar bajo las condiciones específicas de la estructura existente.

El acceso a las reservas se realizará mediante el desarrollo adicional de 215 m de la galería 270 Hansa (130 m en la Zona Oeste y 85 m en la Zona Este), con dimensiones de 4,50 m de ancho y 3.80 m de alto. Las galerías 270 E/H y 270 W/H

se excavarán siguiendo el sentido del rumbo de la estructura mineralizada e inicialmente con una pendiente del 10% hasta interceptar la veta Hansa.

En cuanto a las labores de preparación de los bloques de explotación, se debe realizar la excavación de las siguientes obras:

- Estocadas de Buzón para cada cámara, de 6,00 m de longitud, 3,50 m de alto y ancho con un ángulo de 35° respecto a la galería de desarrollo a fin de disminuir los esfuerzos excesivos de los equipos de carga durante las maniobras, en consecuencia la disminución de los tiempos de carga y acarreo.
- Buzones para cada cámara, de 4,00 m² de área de sección (2 m x 2 m) y de longitud aproximada de 3 m, en cada estocada.
- Sendas chimeneas centrales en las cámaras TH/E 1-2 y TH/W 4-2, de 2 m de alto y ancho, y de longitud aproximada de 49 m.
- Estaciones de carga en las galerías 270 E/H y 270 W/H, de 4,50 m² de ancho, 5 m de alto 6 m de longitud, a fin de facilitar la operación de carga y acarreo. Cada estación de carga se ubicará cercanas a las chimeneas CHE/H 1-2 y CHW/H 1-2, para la salida rápida de los gases expulsados por los equipos de carga y acarreo.

Para explotar los recursos de la veta Hansa se realizará la excavación de once cámaras de 15 m de ancho, 43 m de longitud y 4 m de alto. Los pilares serán de 4 m de espesor y se realizarán accesos de 3 m de ancho en los pilares a cada 8 m, con la

finalidad de permitir la ventilación de las cámaras. Todas las cámaras se excavarán por el método de cámaras escalonadas, salvo las cámaras TH/E 3-2 y TH/W 4-2 que serán excavadas por el método de chimenea central.

Se estima que las reservas recuperables, realizando la explotación planteada, son de 83.592,00 Toneladas, que equivalen a un 72% de las reservas geológicas.

El tenor con la dilución durante la explotación de los recursos se estima en torno a los 10,50 gr/Ton.

Para el suministro de energía eléctrica se extenderá el cableado aproximadamente 100 m en la galería 270 W/H y 60 m en la galería 270 E/H. Para suministrar aire comprimido se extenderá la red de tuberías con la colocación de 12 tubos de acople rápido en la galería 270 E/H y 21 tubos de en la galería 270 W/H.

Para el suministro de agua de servicio se utilizará el tendido de tuberías que actualmente existe en el Nivel 1 con conexiones de mangueras en las zonas de desfonde de las chimeneas CHE/H 1-2 y CHW/H 1-2.

Los equipos de carga y acarreo asignados para la explotación de la veta Hansa son el cargador TORO 301-DL y el camión DUX DT-22, seleccionados de preferencia para realizar las labores por ser los más efectivos y porque poseen mayor disponibilidad mecánica.

Conforme al esquema y secuencia de la explotación, planteados en éste trabajo se estima excavar 16.014,00 Toneladas de material estéril, en 6 meses aproximadamente, durante la etapa de desarrollo, 88.121,60 Toneladas de material estéril y mena con contenido aurífero promedio de 10 , gr/Ton en el transcurso de 30 meses aproximadamente, durante la etapa de producción. La capacidad de arranque o

producción se estima en 2.900,00 Ton / mes, prácticamente todo en estéril, en la etapa de desarrollo y 3.000,00 Ton / mes de mena en la etapa de producción.

Se estima que los requerimientos de ventilación serán satisfechos con el esquema de ventilación planteado en éste trabajo, esto es por medio de la instalación de portones en la galería 270 Hansa.

En cuanto a los costos operativos directos de la explotación de la veta Hansa se estima un costo directo de 1.583.500,00 US\$. Para la etapa de desarrollo aproximadamente 515.441,26 US\$ y para la etapa de producción 1.068.057,26 US\$. El costo directo de la producción del sector Hansa es de 18,94 US\$/Ton, calculados en base a los costos estándares de la operación minera. Éste costo es levemente superior al costo estándar estimado de la mina, referencialmente estimado en 16 US\$/Ton.

10.2.- RECOMENDACIONES.

Se recomienda realizar sondeos en los extremos de la galería 270 Hansa, así como también en niveles inferiores y desde la superficie a fin de evaluar el resto de la veta Hansa, al Norte y Sur del dique Laguna.

Realizar estudios en cuanto a las labores mineras con el objetivo de aumentar la recuperación de los recursos.

Para obtener mayor información de las características del macizo rocoso en la zona, se recomienda realizar estudios de geotecnia para que de ésta manera se planteen posibles proyectos de estabilización del macizo rocoso.

Se recomienda el estudio de alternativas para la incorporación de equipos de carga y acarreo en la explotación de la veta Hansa, a fin de obtener mayor recuperación de los recursos.

Realizar estudios de los costos de las labores mineras en la Mina Colombia, para obtener datos económicos más específicos y actualizados.

Para proponer un diseño de ventilación eficiente en la etapa de producción de la zona Hansa norte de dique Laguna, se sugiere realizar estudios mas detallados del sistema de ventilación actual de la zona.

Se aconseja realizar una continua y eficiente jornadas de mantenimiento a los equipos de producción, para evitar interrupciones imprevistas de la producción.

A fin de mantener el continuo suministro de servicios en la mina se recomienda realizar frecuentes controles y evaluaciones a las redes de servicios en las zonas de explotación de la mina.

BIBLIOGRAFÍA

1. Capellari, C. (2003). *Reinterpretación Geológica y Calculo de Reservas Auríferas de la Veta Hansa entre las Secciones 875w y 1050w en el Sector Caratal de El Callao. Estado Bolívar.* T.E.G. Universidad de Oriente. 97 pp.
2. C.V.G. MINERVEN. (2003). *Plan de Operación Mina Colombia para el año 2004.* informe interno C.V.G. MINERVEN. División de Planificación de Minas. 53 pp.
3. García, I. (2002). *Simulación del Circuito de Ventilación de la Mina Colombia C.V.G. MINERVEN. El Callao, Estado Bolívar.* T.E.G. Universidad de Oriente. 97 pp.
4. Guilloux, L. (1997). *Contexto Geológico de la Mina Colombia.* Boletín de Geominas #25. Universidad de Oriente. 33-35 pp.
5. Hartman, H. (1996). *SME Mining Engineering Handbook.* 2da Edición. Volumen I y II, 2161 pp.
6. Instituto Tecnológico Geominero de España. (1995). *Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería Subterránea.* Edit ITGE. Madrid. 142 pp.

7. Naranjo, N. (2002). *Estimación del Costo Operativo de la extracción de una Tonelada de Material, en la Mina Colombia, CVG MINERVEN*. T.E.G. Universidad de Oriente. 187 pp.
8. Oyárzun, R (1997). *Métodos de Explotación Subterránea*. 1era Edición. México 259 pp.
9. SNC Lavalin. (2003). *Plan de Explotación de “El Bolsón”, Mina Colombia C.V.G. MINERVEN*. Informe interno. División de Planificación de Minas C.V.G. MINERVEN. 215 pp.
10. Spiliopulos, B. (1996). *Manual de Operaciones Mineras*. 2da Edición. Paris-Francia. 560 pp.
11. Ucar, R. (1990). *Diseño de Pilares y Cámaras, Nivel 4 – Mina Colombia, El Callao – Estado Bolívar*. Informe interno. División de Planificación de Minas C.V.G. MINERVEN. 56 pp.
12. U.P.E.L. (2003). *Manual de Trabajos de Grado de Especialización y Maestría y Tesis Doctorales*. FEDUPEL. Caracas – Venezuela. 215 pp.

ANEXOS