

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**ELABORACIÓN DE UNA PROPUESTA DE EXPLOTACIÓN
SUBTERRÁNEA DE CARBÓN EN LA ETAPA DE INGENIERÍA
CONCEPTUAL PARA LA CONCESIÓN CAZADERO 12, UBICADA EN EL
MUNICIPIO LOBATERA EN EL ESTADO TÁCHIRA.**

Tutora Académica: Prof. (a). Aurora Piña

Tutor Industrial: Ing. Gilberto Delgado

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
Por Escalante R. Karla Z
Para optar al Título
De Ingeniera de Minas

Caracas, Junio 2011

Caracas; Junio, 2011

Los abajo firmantes. Miembros del Jurado designado por el Concejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por la Bachillera, titulado:

Elaboración de una Propuesta de Explotación Subterránea de Carbón en la Etapa de Ingeniería Conceptual para la Concesión Cazadero 12, ubicada en el Municipio Lobatera en el estado Táchira.

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique que se hacen solidarios con las ideas expuestas por la autora, lo declaran APROBADO.

Prof. (a) Katherine Silva
Jurado

Prof. (a) Alba Castillo
Jurado

Prof. (a). Aurora Piña
Tutora Académica

Ing. Gilberto Delgado
Tutor Industrial

Oración a la Virgen del Valle

Madre santísima del Valle, a tus pies acudo con fiadamente

Para pedirte que infundas en mi alma vivos sentimientos de

Fe en Jesucristo, tu hijo divino, porque Él es el camino, la verdad y la vida.

Madre amorosa, concédeme la paz espiritual, llévame de la mano

A los sacramentos. Que en el seno de mi familia reine

La comprensión y el amor. Acepta Madre Santísima, mi mas

Profundo agradecimiento por los favores que hasta hoy me has concedido

Y no descigas sus suplicas que te hago ante esta necesidad.

Dedicatoria

A Dios por haberme guiado en este camino lleno de dificultades, logros y éxitos

A la Virgen del Valle por escuchar mis peticiones y ayudarme dotándome de inteligencia y sabiduría necesaria para lograr alcanzar esta meta.

A mi amada madre Doris Rodríguez por darme la vida, esperanzas, fuerzas y apoyo incondicional en este largo camino al éxito, por todo su amor y dedicación.

A mi Padre Víctor Escalante por darme la vida y guiarme por el buen camino.

A mis tías Morela, Fidelina, Rosario, Marisela, Natividad, Lacheline a mi padrino Luis, Efraín, por estar incondicionalmente todos en mi vida.

A mis hermanos Oswaldo José y Kelvin, a mis primos Fabián, Betania, Remán, Bricett, Yernali e Ianrrey y a mi amada sobrina Antonella Nazaret por el solo hecho de existir.

A mis abuelos Yslanda y Juan José, a mis tíos Luis y Julio, que desde el infinito e inmenso cielo me han cuidado y protegido.

Gracias a todos.

AGRADECIMIENTOS

A la Ilustre Universidad Central de Venezuela, por haberme abierto sus puertas y brindarme la oportunidad de convertirme en una gran profesional

A mi tutora académica, además de gran amiga Aurora Piña, que sin su apoyo incondicional y su guía no hubiera podido culminar con éxito esta etapa tan importante de mi carrera.

Al Ing. Gilberto Delgado, por apoyarme, guiándome con su experiencia en la elaboración mí trabajo especial de grado.

A la Escuela de Geología Minas y Geofísica y al Departamento de Minas por dotarme de los conocimientos necesarios para triunfar en esta nueva vida de existo venideros.

A la empresa E.B.S. Minera Nacional, por darme todo el apoyo económico e intelectual en la realización de este trabajo de grado.

A los profesores del Departamento de Minas, Alba Castillo, Katherine Silva, Isidro Barbosa, Miguel Castillejo, Omar Márquez, María Eugenia Torrealba.

A mis amigos de la UCV, Lailyn González, Rafael Reyes, Yosmari Álvarez, Leudith Figuera, Mayerling Hermoso, Marian Garrido, Mariela López, Norgardis Estévez, Ana Vanessa Boada, Juan Carreño, Harold Breidenbach.

A mis amigos de la E.B.S. Minera Nacional, Thabata Espinoza, Zoraya Pino, Keivis Gozalez, Jorge Padrón, Juan Manuel Blazzini, Vicente Garcias, Mauricio Silva y Laurence Charvet (lolo) Edgar García, Yardani Romero y Alberto Peña por todo su apoyo en la realización de este trabajo.

Escalante R., Karla Z

Elaboración de una Propuesta de Explotación Subterránea de Carbón en la Etapa de Ingeniería Conceptual para la Concesión Cazadero 12, ubicada en el Municipio Lobatera en el estado Táchira.

Tutor Académico: Prof. Aurora Piña. Tutor Industrial: Ing. Gilberto Delgado

Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela De Geología Minas y Geofísica. 2011. 303.

Para llevar a cabo la explotación de carbón en minas subterráneas, es necesario realizar estudios previos del proyecto, estos estudios iniciales darán las primeras luces de rentabilidad económica del mismo. Por ello se propuso la elaboración de un trabajo especial de grado donde se realizara una propuesta de explotación subterránea de carbón en la etapa de ingeniería conceptual para la concesión Cazadero 12, ubicada en el municipio Lobatera en el estado Táchira. Para esto se seleccionaron siete (7) minas ubicadas en la concesión pertenecientes a las formaciones Carbones y Los Cuervos, las cuales son explotadas de manera artesanal, procediéndose así a evaluar las mejoras técnicas necesarias para aumentar su producción y condiciones de trabajo de los mineros. Como el mineral procedente de la explotación será utilizado para la producción de coque metalúrgico, se investigaron las características químicas de los carbones de la zona, a partir de estos datos y basándonos en la experiencia que existe en el procesamiento de carbón en otros países, se han adaptando estos resultados a la realidad de Lobatera, seleccionándose los equipos que mas se adaptaran a los requerimientos del mercado, por ello se proponen molinos de rodillos dentados. En cuanto al sostenimiento, tema fundamental en una explotación subterránea, se determinaron sistemas hidráulicos que soportaran las tensiones ejercidas por el terreno, el caudal de aire necesario para ser suministrado en las áreas de explotación y la temperatura de confort en estas áreas, se determinaron de manera teórica. Por otro lado se realizaron análisis de pH, de las aguas provenientes de las minas y de la quebrada Pozo Azul, para ubicar en el mercado un equipo de bombeo capaz de realizar la succión de las aguas ácidas provenientes de los frentes de explotación. Finalmente se determinaron los costos de inversión en orden de magnitud del proyecto y se obtuvieron cotizaciones de algunos equipos principales para llevar a cabo la explotación del carbón en el estado Táchira.

Palabras Claves: Ingeniería Conceptual, Minería del Carbón, Lobatera, Explotación Subterránea.

INDICE GENERAL

	Pág.
Índice de tablas	15
Índice de figuras	19
Introducción	22
Capitulo I	24
1.1 Planteamiento del Problema	25
1.2 Objetivos de la Investigación	27
1.2.1 Objetivo General	
1.2.2 Objetivos Específicos	
1.3 Alcances	
1.4 Justificación	28
1.5 Antecedentes	
Capitulo II. Características físico-naturales de Cazadero 12	31
2.1 Ubicación Geográfica	32
2.2 Vías de Acceso	33
2.3 Reservas Probadas	
2.4 Geología Regional	35
2.5 Geología Local	37
2.5.1 Formación Los Cuervos	
2.5.2 Formación Carbonera	39
2.6 Hidrología	40
2.7 Precipitación	41
2.8 Clima	
2.9 Vegetación	42
Capitulo III. Marco Metodológico	43
3.1 Tipo de Investigación	44
3.2 Diseño de la Investigación	
3.3 Población y Muestra	

3.4	Instrumentos y Técnicas	45
3.4.1	Instrumentos	
3.4.2	Técnicas	
3.5	Análisis de Datos	
3.5.1	Selección de Equipos	46
3.5.1.1	Producción horaria	
3.5.1.2	Equipos para minería subterránea	
3.6	Método de Explotación	48
3.7	Sostenimiento	49
3.8	Ventilación	51
3.9	Drenaje	52
3.10	Procesamiento Mineral para el Tratamiento del Carbón	53
3.11	Inversión del Proyecto	
	Capítulo IV. Extracción mineral minera mediante minería subterránea	55
4.1	Carbón	56
4.2	Características físicas y químicas del carbón	58
4.2.1	Características Físicas	
4.2.1.1	Humedad	
4.2.1.2	Poder Calorífico	59
4.2.1.3	Índice de Dureza o Moliendabilidad	
4.2.1.4	Granulometría	
4.2.1.5	Temperatura de Fusión, Índice de Fluidéz e Índice de Hinchamiento	
4.2.1.6	Lavabilidad:	60
4.2.2	Características Químicas	
4.2.2.1	Cenizas:	
4.2.2.2	Carbono Fijo	61
4.2.2.3	Azufre	
4.2.2.4	Oxígeno	62
4.2.2.5	El Material Volátil	

4.3	Cuenca carbonífera del estado Táchira	63
4.4	Etapas de un proyecto minero	70
4.5	Fases de desarrollo de un proyecto minero	71
4.5.1	Fase de Planificación	
4.5.2	Fase de Implementación	73
4.5.3	Fase de producción	74
4.6	Estimación de costos	76
4.7	Tipo de estimaciones de costos	
4.7.1	Estimación de orden de magnitud	
4.7.2	Estimaciones preliminares	78
4.7.3	Estimación definitiva	
4.7.4	Estimación detallada	79
4.8	Métodos de estimación de costos	
4.9	Estimación de inversiones o costos de capital	80
4.9.1	Método de la mesa redonda	81
4.9.2	Método del costo unitario o inversión específica	
4.9.3	Método del índice de facturación	82
4.9.4	Método de ajuste exponencial de la capacidad	
4.9.5	Costo de equipos	83
4.9.6	Método del índice de costo	
4.9.7	Método de índice de costo de equipos	84
4.9.8	Método del índice de costos de componentes	
4.9.9	Estimación detallada	85
4.9.10	Imprevistos	
4.9.11	Ingeniería	86
4.10	Métodos de Explotación Subterráneas	
4.10.1	Cámaras y Pilares	88
4.10.2	Cámara Almacén	90
4.10.3	Corte y Relleno	91
4.10.4	Hundimiento por Subniveles	93

4.10.4	Hundimiento por Bloques	94
4.11	Criterios y orientación para la selección del método	96
4.12	Clasificación de los criterios	98
4.13	Parámetros geológicos	
4.14	Geometría del yacimiento	
4.15	Características geomecánicas del estéril y del mineral	99
4.16	Equipos de Minería Subterránea	
4.16.1	Equipos de arranque	100
4.16.1.1	Martillo Picador	
4.16.1.2	Mineros Continuos (<i>Rotating Drum Machines</i>)	101
4.16.1.3	Tuneladora (<i>Tunnel Boring Machine</i>) (TBM)	102
4.16.1.4	Barrenadora minera (<i>Boring Miners</i>)	103
4.16.1.5	Cabeza Cortadora (Fresadora) (Road header)	
4.16.1.6	Mineros Barrenadoras (<i>Auger Mining</i>)	104
4.16.1.7	Mineros Continuos con Soporte	105
4.16.2	Equipos de carga	
4.16.2.1	Palas de Arrastre (<i>Scraper</i>)	
4.16.2.2	Autocargadores (<i>Autoloader</i>)	
4.16.2.3	Cargadores LHD (<i>Load-Haul-Dump</i>)	106
4.16.3	Equipos de Acarreo	107
4.16.3.1	Camiones (<i>Dumpers</i>)	
4.16.3.2	Camiones para Trayectos Cortos (<i>Shutler Car</i>)	
4.16.3.3	Vagones de carga	108
4.16.3.4	Cintas Transportadoras	
4.16.3.5	Ferrocarriles o trenes	109
4.17	Sostenimiento	111
4.17.1	Sostenimiento con madera	113
4.17.2	Sostenimiento metálico	119
4.18	Sostenimiento Hidráulico	124
4.18.1	Estempe o mampostería individual	

4.18.2	Estemples de Fricción	
4.18.3	Estemples Hidráulicos	125
4.18.4	Entibación autodesplazable	126
4.19	Distribución de tensiones alrededor de excavaciones subterráneas	128
4.20	Criterio de Coulomb	129
4.21	Análisis de las cargas sobre los sostenimientos	
4.22	Principales teorías empíricas	130
4.23	Ventilación	137
4.24	Necesidad del aire dentro de las minas para la respiración del personal	140
4.25	Clima dentro de la mina	141
4.26	Velocidad del aire de mina	142
4.27	Cantidad y movimiento del aire	143
4.27.1	Ventilación aspirante y soplante	144
4.27.2	Ventilación ascendente y descendente	145
4.28	Caudal de aire para la ventilación de mina	148
4.29	Requerimientos de aire	149
4.30	Polvo de Carbón	150
4.30.1	Riesgos originados por el polvo de carbón	152
4.30.2	Tipos de polvo de carbón y su nivel de peligrosidad	153
4.30.3	Eliminación del polvo de carbón antes de que pase a formar parte de la atmósfera	154
4.31	Polvo de Roca	155
4.32	Ventiladores	
4.33	Clasificación de Ventiladores	
4.34	Instalación del ventilador para la ventilación principal	158
4.35	Reparto y distribución de la corriente de ventilación	159
4.36	Circuitos básicos de ventilación en minas	161
4.36.1	Circuitos de ventilación en serie	
4.36.2	Circuito de Ventilación en Paralelo	

4.37	Drenajes	163
4.37.1	Almacenamiento y extracción de las aguas en minas subterráneas	
4.38	Bombas	165
4.38.1	Bombas alternativas	
4.38.2	Bombas Centrifugas	166
4.39	Tipos de bombas centrifugas y sus características	167
4.39.1	Bombas de turbina radial	
4.39.2	Bombas de turbina semiaxial	
4.39.3	Bomba de turbina axial o helicoidal	
4.40	Bombas centrifugas según su uso	168
4.41	Altura de aspiración de las bombas	169
4.42	Rendimiento de las bombas	170
4.43	Regulación de las bombas	171
4.44	Elección del tipo de bomba	
4.45	Instalación de bombeo	172
4.46	Labores de desagüe y capacidad de las bombas	173
4.47	Posición de las labores de desagüe en relación con el nivel de explotación	174
4.48	Instalación de la cámara de bombas por debajo de la aspiración de las mismas.	
4.49	Instalación de desagüe en distintos pisos y aprovechamiento de las aguas de los niveles altos	175
4.50	Las cunetas de desagüe	
4.51	Mecanismos elevadores de aguas	176
4.52	Calidad de las aguas	177
4.53	Alumbrado en minas subterránea	
	Capítulo V. Procesamiento mineral para el tratamiento del carbón	180
5.1	Procesamiento mineral del carbón como materia prima para el coque	181
5.2	Molinos de Rodillo	182

5.3	Cribado	184
5.4	Superficie de cribado	185
5.5	Tipos de cribas	187
5.6	Silos de almacenamiento	190
5.7	Incendios y Explosiones	191
	Capitulo VI. Resultados	193
6.1	Etapas de Campo marzo y octubre 2010	194
6.1.1	Mina Arenales	
6.1.2	Mina La Bolivariana	198
6.1.3	Mina La Cabrera	202
6.1.4.	Mina Los Parra	207
6.1.5	Mina La Esmeralda	210
6.1.6	Mina La Escoba	212
6.1.7	Mina El Caño	215
6.2	Características químicas de los carbones de Lobatera	218
6.3	Longitudes de las Minas	
6.4	Producción actual de las minas	222
6.5	Producción Horaria	224
6.6	Equipos Seleccionados para la operación	229
6.6.1	Equipo de Arranque	
6.6.2	Equipo de Carga y Acarreo	230
6.7	Método de explotación seleccionado	231
6.8	Sostenimiento	
6.9	Tensiones del Terreno	
6.10	Ventilación	241
6.11	Temperatura efectiva que debe existir en cada mina	244
6.12	Drenaje	247
6.13	Bomba	248
6.14	Costos de inversión de proyecto	
6.15	Procesamiento mineral para el tratamiento del carbón	250

6.16 Descripción del proceso de molienda del Carbón	
Capitulo VII. Elaboración de la Propuesta	252
Análisis de Resultados	254
Conclusiones y Recomendaciones	261
Conclusión	
Recomendaciones	265
Referencias Bibliográficas	267
Anexos	270

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla N° 1. Coordenadas UTM de la concesión Cazadero 12	33
Tabla N° 2. Coordenadas UTM del área de calculo de reservas	34
Tabla N°3. Características de las minas en la concesión Cazadero 12	49
Tabla N° 4. Resistencia a la compresión simple	50
Tabla N° 5. Temperatura húmeda y seca	52
Tabla N°6. Molino de rodillo simple. Alemania	53
Tabla N° 7 Molino de rodillo doble. Rumania	
Tabla N° 8. Valores para el calculo de inversión del proyecto	54
Tabla N° 9. Clasificación de las reservas se la cuenca carbonífera del Táchira	63
Tabla N° 10. Ensayos químicos cuenca carbonífera de Venezuela	64
Tabla N° 11 Análisis químico de los depósitos de carbón en Venezuela	67
Tabla N° 12. Clasificación de carbones según grado y rango	69
Tabla N° 13 Características de carbón y coque metalúrgico de CVG VENALUM	
Tabla N° 14. Ensayos de caracterización de carbón región Lobatera	70
Tabla. N°15. Parámetros que constituyen el Estudio Conceptual para esta investigación	72
Tabla N° 16. Evaluación según el tipo de estudio y sus objetivos	75
Tabla N° 17. Clasificación de los costos de estimación	77
Tabla N° 18. Métodos de minería subterránea según ángulo ú de inclinación	96
Tabla N° 19. Combinación de equipos de carga y acarreo con los métodos de explotación	110
Tabla N° 20. Función de la Ventilación de acuerdo a su jerarquía	138
Tabla N° 21. Gases presentes generalmente en mina	140
Tabla N° 22. Tiempo de permanencia en los frentes según la temperatura	142

efectiva.

Tabla N° 23. Velocidad según tipo de ventilación	143
Tabla N° 24 Influencia de la altura y la temperatura sobre la aspiración.	169
Tabla N° 25. Numero de revoluciones específicas	172
Tabla N° 26 Características químicas de los carbones de Lobatera	218
Tabla N° 27. Longitud Total de la Mina Arenales	
Tabla N° 28. Longitudes Totales de la Mina Los Parras	219
Tabla N° 29. Longitud Total de la Mina La Cabrera	
Tabla N° 30. Longitud Total de la Mina El Caño	220
Tabla N° 31 Longitud Total de la Mina La Bolivariana	
Tabla N° 32. Longitud Total de la Mina La Escoba	221
Tabla N° 33. Longitud Total de la Mina La Esmeralda	
Tabla N° 34. Producción Actual de las Minas Octubre 2010 (toneladas)	222
Tabla N° 35. Tiempo de Ciclo Mina Arenales	225
Tabla N° 36. Tiempo de Ciclo Mina Los Parras	
Tabla N° 37 Tiempo de Ciclo Mina La Cabrera	226
Tabla N° 38. Tiempo de Ciclo Mina La Bolivariana	
Tabla N° 39. Tiempo de Ciclo Mina El Caño	227
Tabla N° 40 Tiempo de Ciclo Mina La Escoba	
Tabla N° 41 Tiempo de Ciclo Mina La Esmeralda	228
Tabla N° 42. Numero de Ciclos/ Hora de cada Mina	
Tabla N° 43. Equipos necesarios para la operación en cada mina	229
Tabla N° 44 Equipo de arranque	
Tabla N° 45 Equipo para Carga y Acarro	230
Tabla N° 46. Equipo seleccionado por mina	231
Tabla N° 47. Métodos de explotación	
Tabla N° 48. Sostenimiento Hidráulico seleccionado	232
Tabla N° 49. Clasificación de Bieniawski Mina Arenales	233
Tabla N° 50. Clasificación del Terreno Mina Arenales	
Tabla N° 51 Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina Arenales	

Tabla N° 52. Clasificación de Bieniawski Mina La Bolivariana	234
Tabla N° 53. Clasificación del Terreno Mina La Bolivariana	
Tabla N° 54 Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Bolivariana	
Tabla N° 55 Clasificación de Bieniawski Mina La Cabrera	235
Tabla N° 56 Clasificación del Terreno Mina La Cabrera	
Tabla N° 57 Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Cabrera	
Tabla N° 58 Clasificación de Bieniawski Mina La Escoba	236
Tabla N° 59 Clasificación del Terreno Mina La Escoba	
Tabla N° 60. Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Escoba	
Tabla N° 61. Clasificación de Bieniawski Mina La Esmeralda	237
Tabla N° 62. Clasificación del Terreno Mina La Esmeralda	
Tabla N° 63. Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Esmeralda	
Tabla N° 64. Clasificación de Bieniawski Mina El Caño	238
Tabla N° 65. Clasificación del Terreno Mina El Caño	
Tabla N° 66. Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina El Caño	
Tabla N° 67. Clasificación de Bieniawski Mina Los Parra	239
Tabla N° 68. Clasificación de Barton, Lien y Lunde Los Parra	
Tabla N° 69. Caudal de aire mina Arenales	241
Tabla N° 70: Caudal de aire mina La Bolivariana	
Tabla N° 71. Caudal de aire mina La Escoba	
Tabla N° 72. Caudal de aire mina La Esmeralda	242
Tabla N° 73. Caudal de aire mina La Cabrera	
Tabla N° 74. Caudal de aire mina El Caño	
Tabla N° 75. Caudal de aire mina Los Parra	243
Tabla N° 76 Temperatura efectiva en las labores Mina Arenales	244
Tabla N° 77 Temperatura efectiva en las labores Mina La Bolivariana	
Tabla N° 78 Temperatura efectiva en las labores Mina La Escoba	
Tabla N° 79 Temperatura efectiva en las labores Mina La Esmeralda	245
Tabla N° 80 Temperatura efectiva en las labores Mina El Caño	
Tabla N° 81 Temperatura efectiva en las labores Mina La Cabrera	246

Tabla N° 82 Temperatura efectiva en las labores Mina Los Parra	
Tabla N° 83 pH de las aguas de las minas Arenales, La Bolivariana y la quebrada Pozo Azul	247
Tabla N° 84 Clasificación de las aguas según su tipo	
Tabla N° 85 Equipo de Bombeo para el nivel freático	248
Tabla N° 86 Costos de Inversión en dólares y bolívares	249
Tabla N° 87 Costos de Inversión en dólares y bolívares	
Tabla N° 88 Costos de equipos recomendados para llevar a cabo la explotación con la adecuación tecnológica.	
Tabla N° 89 Equipos seleccionados para la explotación de carbón de Lobatera	263
Tabla N° 90 Clasificación de las aguas según su pH según las muestras tomadas en la Concesión Cazadero 12	

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura N°1. Ubicación geográfica de la zona	32
Figura N°2. Clasificación de los Métodos de Minería Subterránea	87
Figura N°3. Método de Explotación Cámaras y Pilares	90
Figura N°4. Método de Explotación Subterránea Cámara Almacén	91
Figura N°5. Método de Explotación Corte y Relleno	92
Figura N°6. Método de Explotación Hundimiento por Subniveles	93
Figura N°7. Método de Explotación Hundimiento por Bloques	95
Figura N°8 Partes de un Martillo Picador	100
Figura N°9 Minero Continúo	101
Figura N°10 Tuneladora Herrenknecht EPB Shield S-300	102
Figura N°11 Barrenadora Minera	103
Figura N°12. Cabeza Cortadora (<i>Roadheader</i>) (fresadora).	104
Figura N° 13 Autocargadora de aire comprimido	106
Figura N°14 Cargador LHD	107
Figura N°15. Camión para minería subterránea	
Figura N°16. Vagón de Carga	108
Figura N°17 Cinta Transportadora	109
Figura N°18. Ferrocarril de carga para minería	
Figura N°19. Constitución de La Portada	115
Figura N°20. Constitución del Cuadro	
Figura N°21. Ensamblajes y Rupturas de la madera	116
Figura N°22. Sistema de Apoyo Longitudinal	117
Figura N°23. Sistema de puentes en cruces de galerías	
Figura N°24. Entibación por Hundimiento	118
Figura N°25. Sostenimiento Metálico	119
Figura N°26. Arcos Clement	120
Figura N°27. Arcos Rígidos	

Figura N°28. Arco Deformable	121
Figura N°29. Sostenimiento Hidráulico Instalado en Mina de Carbón	126
ñEstemple Tipo Salzgitteò	
Figura N°30. Entibación autodesplazable	
Figura N°31 Entibación Autodesplazable Tipo Bloque	127
Figura N°32 Entibación Autodesplazable tipo Bloque-Escudo	128
Figura N°33. Circuito en serie de ventilación	162
Figura N° 34. Circuito en paralelo de ventilación	163
Figura N°35. Curvas Características de las Bombas Radial, Semiaxial y Axial	167
Figura N°36. Curvas de Rendimiento	170
Figura N°37 Interior de un molino de rodillo	182
Figura N°38. Rejilla Filtrante	187
Figura N°39 Precribador de barras móviles en cascada	188
Figura N°40. Precribadores de rodillos elípticos	189
Figura N°41. Precribador Vibrante en Cascada	190
Figura N°42. Silos de almacenamiento	191
Figura N°43. Mina Arenales	194
Figura N°44. Sostenimimiento en la Mina Arenales	196
Figura N°45. Madera en descomposición por efecto del agua del frente	
Figura N°46. Bombas de achique	197
Figura N°47. Frente inundado	
Figura N°48. Iluminación y encendido	
Figura N°49. Mina La Bolivariana	198
Figura N°50. Bomba de extracción de agua	199
Figura N°51. Sostenimiento en galería de producción	
Figura N°52. Diagrama de la labor en la mina La Bolivariana	200
Figura N°53 Medición de longitud y dirección de la mina	201
Figura N°54. Mina La Cabrera	202
Figura N°55. Mantos de Carbón	203

Figura N°56. Medición de la madera de sostenimiento	
Figura N°57. Movimiento del sostenimiento producto de las presiones del terreno.	204
Figura N°58. Presencia de yeso (Selenita)	205
Figura N°59. Estacas de madera de sostenimiento anterior	
Figura N°60. Recolección de muestras geológicas	
Figura N°61. Equipos de la mina La Cabrera y mecha de explosivo casero	206
Figura N°62 Mina Los Parra	207
Figura N°63. Medición de rumbo y buzamiento del manto de carbón	208
Figura N°64. Mantos de carbón e intercalación de lutita negra.	209
Figura N°65. Sostenimiento en forma de T	
Figura N°66. Estaca funcionando como un posible sostenimiento	210
Figura N°67. Mina La Esmeralda	
Figura N°68. Manto de carbón	211
Figura N°69. Tolva de almacenamiento	212
Figura N°70. Mina La Escoba	
Figura N°71. Galería principal angosta y baja	213
Figura N°72. Dificultad de acceso a las galerías	214
Figura N°73. Sostenimiento de madera en forma de T	
Figura N°74. Estructura del frente de explotación nivel inferior	
Figura N°75. Mina El Caño	215
Figura N°76. Chimenea de producción vista desde abajo	216
Figura N°77. Buzón de Almacenamiento	
Figura N°78. Tolva de Almacenamiento	217
Figura N°79 Flujograma del sistema de molienda de Carbón	256

INTRODUCION

Dado que la mayor cantidad de carbón extraído en Venezuela es de fines energéticos y es destinado a la exportación, se requiere que el país haga las inversiones necesarias para optimizar la producción del carbón a nivel de pequeña minería, la cual es destinada a la generación de coque que se suministra a la industria del aluminio, fabricación de acero, así como las empresas básicas que requieren de éste para la generación de productos. En la actualidad la demanda de carbón para la producción de coque en el país es cubierta por los recursos mineros obtenidos de la explotación de pequeñas minas productoras ubicadas en nuestro país y por las importaciones de Colombia.

Es conocida la presencia de yacimientos de carbón en el estado Táchira, materia prima útil para la producción de coque metalúrgico, el cual es utilizado en los hornos de cocción. Esta investigación se centrará en la Concesión Cazadero 12 ubicada en el municipio Lobatera del estado Táchira., la cual posee una extensión de aproximadamente 10 km de longitud por 5 km de ancho, el carbón que se encuentra en esta zona pertenece a las formaciones Carbonera y Los Cuervos, además de clasificarse en el grupo bituminoso, con alto contenido de volátiles. La finalidad es realizar una propuesta de tecnificación para la minería subterránea de carbón que se ha llevado a cabo en la concesión durante aproximadamente 50 años, este estudio permitirá plantear un procedimiento para realizar dicha explotación, la cual será destinada para la producción de coque, mediante un sistema mas eficiente y seguro en el cual las reservas existentes en el área puedan ser aprovechadas de forma adecuada y racional.

Esta investigación se encuentra dividida de la siguiente manera: Capitulo I en el cual se encuentran el Planteamiento del Problema, además se expondrán el Objetivo general y los Objetivos Específicos de la investigación, Capitulo II Marco Metodológico, en el cual se expondrá la metodología utilizada para cumplir con los objetivos planteados en este trabajo, además se realizará la descripción de las etapas

de campo y los cálculos efectuados. Capítulo III Características Físico-Natural de Cazadero 12, en este capítulo se revisa la descripción geológica local y regional de la zona, así como lo relacionado con el clima, vegetación, precipitación y se hablará de las reservas ubicadas en la concesión Cazadero 12. En el Capítulo IV Extracción Mineral Mediante Minería Subterránea se enuncia las teorías, aplicaciones, estudios, entre otros, aplicados a la selección del método de explotación que mas se adecua a la morfología del yacimiento en la etapa de ingeniería conceptual, así como teóricamente el sistema de sostenimiento, la ventilación y los sistemas de bombeo para las minas estudiadas, además de la estimación de costos del proyecto en ordenes de magnitud. Luego en el Capítulo V Procesamiento Mineral para el Tratamiento de Carbón, dados unos equipos iniciales, se corrobora mediante la descripción del método del procesamiento de carbón, siguiendo los parámetros que se requieren en el mercado. Mientras que en el Capítulo VI Resultados, se mostraran de manera detallada los resultados de esta investigación. Finalmente en el Capitulo VII se presenta la propuesta de explotación subterránea de carbón en la etapa de ingeniería conceptual, para culminar con las conclusiones y recomendaciones necesarias para el éxito de este proyecto.

.

CAPÍTULO I

1.1 Planteamiento del Problema

La minería subterránea es uno de los procesos de extracción más complejos y costosos de llevar a cabo, los estudios a nivel de ingeniería conceptual marca los primeros pasos a realizar en cualquier proyecto.

En la Concesión Cazadero 12, existe una minería subterránea a pequeña escala, la cual es llevada a cabo sin ninguna asesoría técnica adecuada. El arranque y carga del material es realizado aplicando métodos que son completamente obsoletos, implementado equipos manuales tales como el pico y la pala. Para la voladura de la roca dura, como lo es la capa de arenisca existente en el techo de los mantos de carbón implementan explosivos caseros a base de clorato, preparado por los mineros de la zona.

Las minas que en la actualidad llevan a cabo trabajos de explotación, algunas poseen longitudes de 170 a 450 metros de galería principal, las labores verticales en las minas La Cabrera y El Caño, alcanzan entre 60 y 100 metros de longitud. En otras explotaciones se observa un desarrollo de 180 a 250 metros en galería principal, con avances en las labores de producción de 90 a 100 metros.

Las condiciones de trabajo en los frentes de explotación son insuficientes en muchos sentidos. La ventilación es natural, por lo tanto el oxígeno de consumo necesario para las personas que laboran en los frentes no es suficiente. El sostenimiento es deficiente, dado que las maderas son mal distribuidas a lo largo de las galerías, la separación entre el techo y el sostenimiento no es el más idóneo; además por las condiciones del lugar la misma se pudren y no cuenta con un plan sustitución adecuado. Las aguas de origen bien sea nivel freático o por lluvias, no son bombeadas rápida y apropiadamente, en muchos casos descargadas sin tratamiento a la quebrada Pozo Azul contaminando de manera significativa este curso de agua y desmejorando la calidad del mismo.

Debido a todo lo antes expuesto se realizará el estudio a nivel de ingeniería conceptual para la concesión Cazadero 12, en la cual se elaborará una propuesta del o de los métodos de explotación más adecuado a la geología de la zona de estudio.

Se hará la selección más idónea de los equipos necesarios para que pueda realizarse la extracción del mineral, el método de beneficio para dicho carbón, sistema de ventilación, drenajes entre otras condiciones que deben existir a la hora de llevar a cabo una explotación subterránea de carbón.

1.2 Objetivos de la Investigación

1.2.1 Objetivo General

Elaborar una propuesta de explotación subterránea de carbón en la etapa de Ingeniería Conceptual para la Concesión Cazadero 12, ubicado en el municipio Lobatera del estado Táchira

1.2.2 Objetivos Específicos

- Describir las características físico-naturales, de la zona donde se encuentra la Concesión Cazadero 12.
- Proponer un proceso de extracción del mineral mediante minería subterránea.
- Determinar el método de procesamiento mineral para el tratamiento del carbón destinado a la industria del aluminio y al proceso de coquización.
- Realizar la propuesta de minería subterránea para la Concesión Cazadero 12.

1.3 Alcances

En esta investigación se realizará la propuesta que se considere más adecuada de minería subterránea, según los criterios estudiados para la Concesión Cazadero 12, a nivel de ingeniería conceptual, en la cual se estudiarán los posibles métodos de explotación aplicables considerándose las características geológicas que presenta la zona. La propuesta se basará en optimizar las condiciones que debe tener una minería subterránea tecnificada, contemplando los sistemas de ventilación, los drenajes, el sostenimiento, el sistema eléctrico, el arranque del mineral, el acarreo del mismo. De igual manera se seleccionarán los equipos necesarios para el procesamiento mineral con el fin de mejorar la producción del coque metalúrgico, y de esta manera aprovechar las reservas de carbón existentes en la concesión Cazadero 12.

1.4 Justificación

Esta investigación tiene como principio fundamental la realización de una propuesta de minería subterránea tecnificada que mejore la situación actual en el desarrollo de actividades mineras de extracción de carbón en la concesión Cazadero 12 y eleve la producción del mineral. Este carbón se destinará, por un lado, a la industria siderúrgica y por el otro, a la producción de coque metalúrgico. Su desarrollo traerá beneficios económicos dado que ayudará a disminuir la compra de carbón en la República de Colombia lo que se traducirá en ahorro de divisas para el país. Además el aprovechamiento efectivo de este recurso mineral en la región que podrá abastecer las necesidades de la industria nacional del aluminio, la industria siderúrgica, entre otras. Así mismo se plantea con esta propuesta de una minería tecnificada, mejorar las condiciones de trabajo y seguridad en las labores de los mineros de la zona con base al marco legal, además del desarrollo de una importante industria minera- metalúrgica en la nación.

1.5 Antecedentes

E.B, Minera Nacional **Puesta en Marcha de una Unidad Socio- Productiva del Carbón Coquizable, municipio Lobatera, estado Táchira.** Táchira- Venezuela.

La Empresa Básica Minera Nacional, C. A. en asociación con CARBOSUROESTE, C.A, contempla el desarrollo socio-productivo del carbón, en una porción de 62 Ha dentro de la Concesión Cazadero 12. Para este desarrollo se estima una vida útil de 20 años. Este carbón coquizable yace en el denominado Manto-40 de la Formación Carbonera, de 1,58 m de espesor, y se tiene programada una explotación de 1.270.000 Ton.

El objeto es abastecer de materia prima a la planta transformadora de coque en Lobatera, concesión otorgada a E.B. Minera Nacional y a su vez proveer de carbón a la industria siderúrgica que lo requiera. Todo ello contemplando un desarrollo minero sustentable mediante galerías subterráneas, acorde con un plan ambiental y

social, beneficiando a las comunidades vecinas, mediante la generación de empleos a corto y largo plazo.

La concesión Cazadero 12 está ubicada en el municipio Lobatera del estado Táchira, comprende un área de 500 ha, en la que se encuentra el manto de carbón Manto-40.

- Alcaldía Municipio Lobatera (2007). **Estudio de Factibilidad Técnico-Económico. Desarrollo Endógeno del Eje Grande-Arenales.** Lobatera estado Táchira- Venezuela.

El proyecto contempla cuatro fases operacionales perfectamente definidas y que funcionan de manera secuencial, desde la adquisición de la materia prima hasta la colocación del producto terminado en las diferentes empresas consumidoras. Una primera etapa comprende la adquisición de la materia prima, como lo es el carbón y el coque en bruto, su molienda o trituración, homogeneización, hasta dejarlos listos para el proceso de coquización o para su mercado cuando se trate del coque. Una segunda etapa comprende el proceso de coquización del carbón en hornos de solera hasta su apagado. Luego una tercera etapa el coque producto de la coquización se somete a la trituración y clasificación para obtener un producto en diferentes presentaciones en cuanto a granulometría, quedando listo para su venta y despacho. Por último tenemos la comercialización del producto y va desde la carga o despacho de los diferentes pedidos hasta su entrega a los consumidores finales en diferentes partes del mundo.

- Carbones del Suroeste (2007). **Proyecto de Desarrollo y Explotación Minera Carbonera Concesión Cazadero 12.** Municipio Lobatera, estado Táchira-Venezuela.

Este estudio contiene descripción del área, rasgos hidrológicos, descripción de las características geológicas y columnas estratigráficas del depósito del área de explotación.

La continuidad del manto de carbón está garantizada por las explotaciones hechas mediante perforaciones en el área, por la empresa C.V.S Corporación Venezolana del Suroeste, en el año de 1.989, también por los afloramientos de carbón y las labores mineras subterráneas, que actualmente se avanzan en la parte oeste de la concesión. Teniendo en cuenta la facilidad de las labores mineras de acceso al yacimiento, el área se dividió para su explotación en dos (2) sectores, sector N° 1 y sector N°II. El diseño y planeamiento minero está comprendido dentro de estos dos sectores, con proyección de labores mineras a 18 años, con una producción de carbón promedio de 63.400 ton/año, se iniciara primero la explotación del sector N° I, y luego el sector N° II.

Por otra parte se presenta, la evaluación económica y financiera del proyecto, a diez (10) años incluyendo los dos (2) sectores de explotación propiamente dicha, se podrán hacer los ajustes necesarios que surjan como consecuencia de una baja o alta demanda del carbón y de las condiciones expuestas por una geología adversa a los resultados de los estudios geológicos existentes del área.

CAPÍTULO II

CARACTERÍSTICAS FÍSICO-NATURALES DE CAZADERO 12

2.1 Ubicación Geográfica

El área de estudio en la Concesión Cazadero 12, se encuentra ubicada en la parte central del estado Táchira, en jurisdicción del municipio Lobatera, Venezuela, aproximadamente a 4 km al oeste de la población de Lobatera. (Figura N°1)

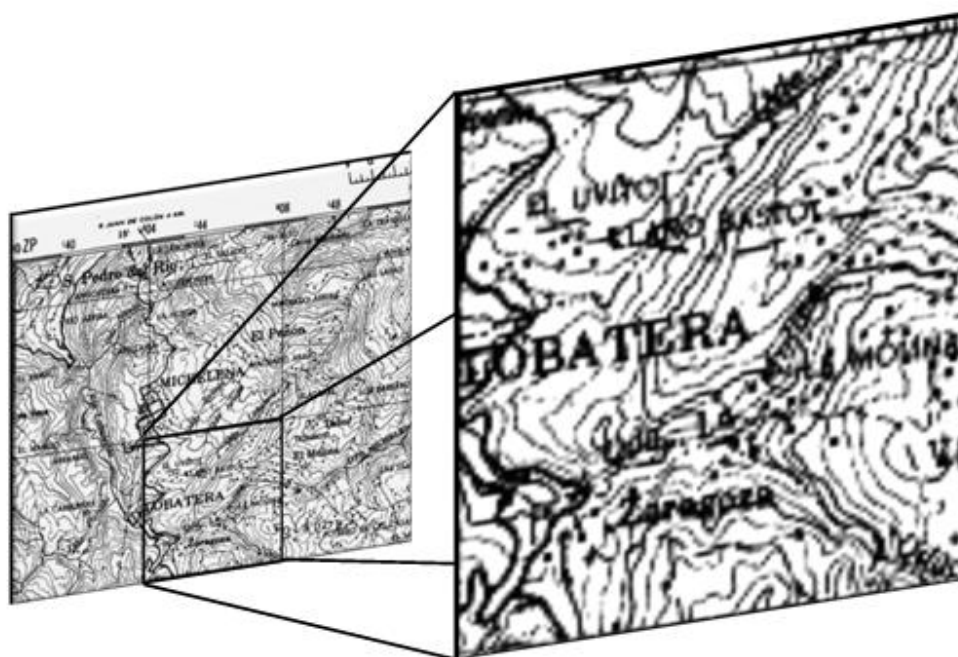


Figura N° 1. **Ubicación geográfica de la zona.** Fuente: Cartografía Nacional

Las coordenadas UTM (HUSO 18) Datum La Canoa, que delimita la Concesión Cazadero 12, cuya superficie total es de 500 Ha, se muestra a continuación en la Tabla N°1.

Tabla N°1. **Coordenadas UTM de la concesión Cazadero 12**

Botalón	UTM (HUSO 18)	
	norte	este
NE	879.900	802.826
NO	879.900	800.826
SO	877.400	800.826
SE	877.400	802.826

Fuente: Proyecto de Desarrollo y Explotación Minera Carbonera,
Concesión Cazadero 12. CARBOSUROESTE

2.2 Vías de Acceso

A la zona de estudio se puede acceder por dos rutas, una de ellas se ubica en la parte sureste donde termina el tramo de autopista que conecta la población de Colón con Lobatera. Llegando a la entrada del último pueblo mencionado en sentido Norte a Sur se toma un desvío en dirección Oeste por una carretera destapada que conduce hacia el sector conocido como La Parada el cual se ubica al Sur del área de estudio. La segunda ruta se sitúa hacia el Norte tomando la carretera que conecta el sector Arenales en dirección Este por donde se accede por la parte norte al área de interés.

2.3 Reservas Probadas

Las reservas fueron calculadas por parte del personal de CARBOSUROESTE, por medio del método de secciones verticales, en un área de 60 Ha ubicadas dentro de la Concesión Cazadero 12 en la Formación Carbonera, en una dirección norte-sur en una distancia de 100 metros, iniciando al oeste y culminando al este. En la Tabla N° 2 se muestran las coordenadas UTM (HUSO 18) Datum La Canoa del área tomada para el cálculo de las reservas.

Tabla N°2. **Coordenadas UTM del área de cálculo de reservas**

Botalón	UTM (HUSO 18)	
	norte	este
1	879.069,33	801.100,00
2	878.411,91	801.799,82
3	878.032,02	801.623,57
4	878.009,00	801.562,64
5	877.771,44	801.400,00
6	877.497,13	801.371,92
7	877.497,13	801.260,68
8	878.033,16	801.177,64
9	878.196,88	801.000,00
10	878.596,54	801.000,00
11	878.645,26	801.000,00

Fuente: Proyecto de Desarrollo y Explotación Minera Carbonera, Concesión Cazadero 12. CARBOSUROESTE

Para la realización del cálculo de reservas existentes en el área, CARBOSUROESTE tomo como referencia el manto de carbón Manto-40 ó (M-40), que se encuentra presente dentro de los límites de la Concesión Cazadero 12, llevaron a cabo 11 secciones en dirección Norte-Sur con una separación entre ellas de 100 metros,, como densidad del carbón adoptaron el valor de 1,3 gr/cm³. El volumen total de carbón calculado 2.681.876,88 m³.

Las reservas calculadas para el M-40 por parte de CARBOSUROESTE se realizaron aplicando la Ecuación N° 1:

$$\text{Reservas [TM]} = \text{Volumen Total de Carbón [m}^3\text{]} * \text{Densidad del Carbón } \left(\frac{\text{gr}}{\text{m}^3}\right) \quad (1)$$

$$\text{Reservas [TM]} = 2.681.876,88 \text{ m}^3 * 1,3 \frac{\text{gr}}{\text{m}^3} = 3.486.440 \text{ TM}$$

Las reservas de la Concesión Cazadero 12, son clasificadas dentro de las Reservas Probadas estando cuantificadas 3.486.440 TM.

2.4 Geología Regional (Alvarado y Porras 2004)

Al oeste de Venezuela se desarrolla el llamado Sistema Andino Venezolano, el cual está constituido por la Sierra de Perijá y la Cordillera de Mérida. La Cordillera de Mérida comienza hacia la Depresión del Táchira y culmina en el surco de Barquisimeto con una longitud aproximada de 425 km y una anchura promedio de 80 km. La máxima elevación está representada por el Pico Bolívar (5007 m.s.n.m) en la Sierra de Mérida. Hacia el Páramo el Batallón comienza una hendidura axial profunda, conectada geológicamente por los valles de los ríos Chama y Mocotíes, (González de Juana 1997). El sistema de fallas más prominente, denominado Falla de Boconó por Rod (1956), se extiende por unos 425 km entre Táchira y Lara, con edades comprendidas entre el Cretácico Superior y el Holoceno (González de Juana 1997).

El basamento ígneo metamórfico en el que descansa toda la columna litológica de los Andes en la Depresión del Táchira está constituido por el denominado Grupo Iglesias perteneciente al Precámbrico. Suprayacente al basamento se encuentran sedimentos metamórficos paleozoicos constituidos por filitas carbonaceas, gneises, augengneises y esquistos, con intrusiones graníticas frecuentes (Martínez 1997).

La sedimentación Paleozoica tiene lugar entre dos periodos orogénicos; el primero ocurrió a finales del Precámbrico (Orogénesis Brasiliana) que cierra el ciclo Precámbrico, la otra orogénesis se produjo a finales del Pérmico y principios del Triásico (Orogénesis Herciniana); reconociéndose entre estos dos periodos la Orogénesis Cararoensis. Cada uno de estos periodos orogénicos modificó tanto el carácter como la distribución de los sedimentos que se depositaron en la cuenca (Stock y Sierralta, 2000).

Tomado de Toro 1992; la región del Táchira se encuentra muy cerca del Nudo de Pamplona, dominios en donde la Cordillera Oriental de Colombia se separa en dos ramales, el macizo de Santander y la Cordillera de Mérida. Aquí se forma una pronunciada depresión estructural íntimamente relacionada con la bifurcación de dichas alineaciones montañosas.

En dicha depresión, conocida como Depresión del Táchira; Meier et al. (1987), distinguen una variedad de elementos estructurales como bloques deprimidos y levantados frecuentemente limitados por fallas, además de pliegues, desarmonías y estructuras en flor e inconformidades, que le dan a esta región un estilo tectónico particular. Esta exclusividad también es apreciada también por Ramírez y Campos 1972, en el norte del estado cuando hace acotación de que la Falla de Boconó en esta zona pierde las características principales distinguibles en los estados Mérida, Trujillo y Lara, como son la excelente expresión topográfica, la no formación de valles profundos, escarpas o zonas de brechas.

Los principales bloques levantados que se pueden reconocer (Meier et al 1987), son los de Mucujún, Angaraveca, La Cuya y Rubio. Los dos primeros se encuentran separados por un complejo cinturón deprimido entre ellos en donde confluyen dos zonas importantes de deformación. Una es la zona de fallas de San Pedro del Río con una tendencia este-noreste la cual es del tipo transcurrente dextral y que separa a su vez el bloque de Mucujún del bloque de La Cuya localizado al sur. La otra es la que corresponde a fallas con tendencia norte-sur en la zona deprimida de Lobaterita, lugar que está formado por sedimentos terciarios deformados complejamente. Otras fallas que también se localizan son las que tienen tendencia SE-NO, las cuales son más pronunciadas e importantes hacia el sur. Por su parte el bloque de Algaraveca junto con el anticlinal de Borotá y otras estructuras menores equivalen a lo que Ramírez y Campo (1972), denominaron como faja central y los bloques de Mucujún y La Cuya lo que ellos señalaron como la faja más occidental.

De los cuatro bloques mencionados quizás el de mayor importancia es el de Rubio. Este está dividido en apretadas cuñas elevadas (Oso, Libertad, La Virgen y Alto Grande), que están complejamente rodeadas de fallas. Hacia el oeste de éste bloque, al sur de San Antonio, se localiza una zona muy compleja en donde hacen confluencia los cinturones transcurrentes sinestrales y dextrales de las zonas de fallas de Bramón y Capacho respectivamente. En dicho lugar se forma la estructura denominada Alto Grande que junto con su equivalente más al nor-este de La Mulera forma una estructura en flor convergente dextral que interfiere con un esfuerzo de

tendencia norte-sur dado por la estructura de La Virgen. De este choque de tendencias surge la zona deprimida de la quebrada La Dantera, la cual resulta muy parecida a la de Lobaterita. La formación de esta zona deprimida entre los bloques parece representar un aspecto bastante importante para la región. Hacia la parte del bloque de Rubio se localiza el levantamiento de El Oso, que limita con la Falla de Macanillo, la cual, junto con el levantamiento del Uribante, representan por su parte el extremo sur de la Depresión del Táchira.

El desarrollo tectónico-estructural del Táchira, en cuanto a deformación se refiere, ocurrió en un estado frágil en donde los sedimentos nunca estuvieron enterrados mas de 4 km de profundidad y los desplazamientos compresionales E-W no excedieron de 10 km, lo cual es mucho menor si comparamos con algunos valores de la misma naturaleza que algunos autores han asignado en los andes de Mérida.

2.5 Geología Local

2.5.1 Formación Los Cuervos (González de Juana, 1997)

Describen la litología de la formación, como constituida principalmente por arcilitas y lutitas con capas de carbón en la base y algunas capas de arenisca a través de la sección. Los 75 m inferiores consisten en lutitas y arcilitas gris oscuro, carbonáceas, intercaladas con limolitas micáceas y carbonáceas, areniscas de grano fino y carbón. Se encuentran algunas calizas delgadas con estructuras de cono en cono, que son acumulaciones de material heterogéneo, con forma de segmento de cono. Las capas de carbón varían en espesor entre 0,5 y 2,5 m. La parte superior de la sección consiste en arcilitas gris a gris verdoso, parcialmente limolíticas y sideríticas, con esferulitas de siderita. Las arcilitas se presentan con frecuencia moteadas en rojo, amarillo y purpura. Las areniscas en esta parte de la sección son gris-verdoso, arcillosas, en capas de menos de 6 m. Fierro y Useche *s/f (op. cit.)* describen una litología muy semejante en la región del Nula, mencionando capas de carbón de hasta 4 m en la parte inferior, así como areniscas calcáreas y pequeños lentes de yeso, aunque asignaron equivocadamente los carbones del área Cuite-quebrada Colorado ("cuenca

carbonífera de Santo Domingo") a la Formación Carbonera en lugar de la Formación Los Cuervos (González de Juana, 1997).

La Formación Los Cuervos aflora en la parte suroeste de la Cuenca de Maracaibo (Concesión Barco de Colombia y el antiguo Distrito Colón de Zulia), al sur del piedemonte de la Sierra de Perijá, en la Depresión de Táchira y en el flanco norandino; se encuentra en el subsuelo de los campos de Tarra, Los Manuales, Las Cruces y Tibú, y en el pozo exploratorio Friata-1 (Kiser, 1989).

La Formación Los Cuervos yace concordantemente sobre la Formación Barco. En el tope, el contacto con la Formación Mirador está marcado por la aparición de grandes bancos de arenisca. Notestein *et al.* (*op. cit.*) Señalan que el contacto es discordante en varias localidades de la Concesión Barco, y postulan un considerable hiatus de tiempo en las áreas de bajo relieve. En el subsuelo de Apure y la cuenca de Los Llanos, los Cuervos, muy arenosa, es discordante por debajo de la Formación Mirador, en su ausencia, Carbonera. En la depresión de Táchira, quebrada Colorada, está cubierta discordantemente por el Grupo Guayabo.

Según Alvarado y Porras 2004, Su litología está compuesta por lutita de color gris claro, fácilmente disgregable, con laminación ondulada en espesores variables entre 10 cm y algunos metros, intercalada con arenisca de grano fino a grueso, de color blanco grisáceo y color de meteorización amarillo, maciza, diaclasada, con laminación ondulada y paralela, estratificación paralela, cruzada planar y en espina de pescado a gran escala, interclasto y clastos redondeados y con algunos restos de plantas; lutitas carbonosa negra, finalmente laminada, poco consolidada, en espesores que varían entre 3 cm y 60 cm; capas de espesores que varían entre 20 cm y 1,6 m areniscas calcáreas de color gris oscuro que meteoriza rojo, de grano medio, dura, maciza con laminaciones paralelas, cruzadas y onduladas a gran escala e interclastos y limolita en capa de espesores variables de 20 cm a 40 cm con rizadura y bioturbaciones, diaclasas y en algunos casos carbonaceas.

Según Toro 1992; se compone principalmente de arcillitas y lutitas con algunas areniscas en toda su extensión y capas de carbón en la parte inferior extrema,

teniendo su localidad tipo en la quebrada los cuervos, tributaria del río Catatumbo en la concesión Barco, Colombia.

Para Trump y Salvador 1964, en el González de Juana 1980, los espesores para esta unidad en la zona del Táchira varían entre 420 a 500m notándose adelgazamiento hacia el estado Mérida. Por su parte Albrizzio 1972, menciona espesores de más de 92 m en la quebrada La Capacha. El contacto superior es considerado por González de Juana 1980 como concordante con la Formación Mirador y Kiser 1989 lo define como característicamente brusco.

Colmenares 1988, indicaron la presencia de microfauna característica de ambientes de marisma bajos a marino marginal gracias a lo que ellos identificaron como la biofacies de *Ammobaculites* (1 a 2 msnm a 5m de profundidad). También lograron reconocer palinológicamente conjuntos florales paleocenos que evidencian paleoambientes localizados en un plano deltaicos bajo con influencia marina significativa.

2.5.2 Formación Carbonera (González de Juana, 1997)

La Formación Carbonera se compone principalmente de arcillitas y lutitas grisáceas que meteorizan en tonos abigarrados de rojo y amarillo, irregularmente estratificadas, con areniscas arcillosas de 5 a 10 metros de espesor. La formación contiene capas de lignito y algunas calizas con *Hannatoma* (González de Juana, *et al.*, 1980).

Sutton (1946) indica que en la sección del río Omuquena las lutitas constituyen dos-tercios de la unidad, caracterizada por una intercalación de lutitas carbonosas, a veces arenosas, de color gris verdoso a gris oscuro, con restos de plantas y de areniscas laminadas con rizaduras, de grano fino, carbonosas y con restos de plantas. Las partes superior e inferior contienen capas de carbón lignítico y algunas calizas fosilíferas con moluscos de ambientes salobres a marinos de aguas someras.

Se extiende a Táchira, Mérida y Zulia meridional; en los alrededores de San Antonio y de Cúcuta y en la región de El Arenal y Pozos Azules, entre otras muchas localidades. En el río Omuquena de Táchira norcentral aflora una buena sección, que

podría utilizarse como sección de referencia en Venezuela (González de Juana, *et al.*, 1980).

Según Useche (1985) la Formación Carbonera, presenta buenos afloramientos de carbón, principalmente en la depresión de Rubio (Silla de Capote), Lobatera, Capacho (quebradas Guatera y Hato de La Virgen). De acuerdo a estudios de prospección geoeconómica, realizados a los yacimientos de carbón de la Silla de Capote, Rubio, Distrito Junín, estado Táchira, la zona representa una reserva económica de carbón de gran importancia para la región. Bar y Peña s/f (*op. cit.*) consideran que los carbones del yacimiento de Santo Domingo en el estado Táchira, constituyen un buen combustible industrial y una materia adecuada para la industria carbo-química.

Según Alvarado y Porras 2004 , litológicamente está formada por lutitas de color gris y marro, meteorizadas a amarillo, por la presencia de azufre, rojo y verde azulado, nodular, con laminación paralela fina y ondulada, disgregable, con restos de plantas, intercalada con areniscas de color blanco grisáceo, maciza, con laminación paralela y ondulada, disgregable, con restos de plantas, intercalada con areniscas de color blanco grisáceo, maciza, con laminación paralela y ondulada, estratificación lenticular en pequeña escala, en espesores que alcanzan hasta los 5 m, limolita de color gris de hasta 10 cm de espesor, con laminación ondulada, lutita carbonosa con espesores de hasta 1 m, fácilmente disgregables, en algunos casos se encuentran con azufre y capas de espesores que alcanzan hasta 1,5 metros.

2.6 Hidrología

El río Lobaterita que atraviesa la concesión en su extremo Noreste es el colector de este sector del estado Táchira; nace en el Páramo de Angaraveca y toma mayor importancia el recibir por su margen izquierda la Quebrada Parada hacia la parte Sureste del área. La Quebrada Parada colecta las aguas de la parte sur del área, con una cuenca de regular extensión y tiene como afluente de importancia en el sector las Quebradas Álvarez, afluente de la Quebrada Pozo Azul, y esta a su vez, desemboca en la Quebrada Parada por su margen izquierda. El resto del escurrimiento

superficial de la zona está constituido por cursos de régimen estacional y recorrido corto, con aéreas de captura relativamente pequeñas.

El escurrimiento superficial está representado por cursos de corta longitud, con aéreas de captura de relativa extensión y régimen estacional que drenan las laderas de altas pendientes, predominantes en la zona.

La infiltración es muy baja debido a la naturaleza impermeable de las rocas que predominan en la zona e igualmente por el alto contenido de texturas finas presentes en el manto de alteración superficial. Hay una pequeña laguna de poca extensión en un estriba de la vertiente este de la Fila Mojón de Piedra. No hay presencia de acuíferos en la zona.

2.7 Precipitación

El Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMEH), posee registros de precipitaciones desde el año 1948 a 1992, los cuales fueron medidos mediante la estación Lobatera, instalada en el mes de junio de 1948 con coordenadas de latitud 075600, longitud 721444, y una altitud de 920 msnm. Las precipitaciones en la zona de Lobatera oscilan entre 406 mm para el año de 1960 y 1018,9 mm en el año 1950 registrándose estos como los años de menor y mayor precipitación respectivamente.

2.8 Clima

Existen 3 tipos de climas en el estado Táchira, El clima tropical transicional lluvioso, el cual se da en las zonas de San Antonio del Táchira y Ureña, donde se registra una temperatura anual de 26.90 °C, estas condiciones climáticas son debido a la altitud a la cual se encuentran 431 y 310 msnm.

En las zonas más altas como lo son San Cristóbal, Táriba, San Juan de Colón, donde predomina el clima tropical de altura con temperaturas que oscilan los 23°. Este clima favorece el desarrollo de bosque alto y mediano en las zonas no intervenidas. En las partes más altas del estado se presenta el clima tropical de montaña, cuenca de los numerosos cursos de agua que atraviesan la entidad.

2.9 Vegetación

La vegetación se caracteriza por ser muy heterogénea como consecuencia de la variedad del clima existente, lo cual se traduce en la presencia de formaciones vegetales que van desde bosques altos, medianos y bajos, densos o ralos, pasando por arbustos y herbazales hasta rosetales parámetros. Están presentes numerosas Zonas de Vida, desde el Bosque muy Seco Tropical hasta el Páramo Pluvial Subalpino.

En la zona de estudio debido a la poca precipitación, a la acidez de los suelos y acuíferos contaminados, las plantas presentes son gramíneas y pequeños arbustos los cuales se encuentran en gran parte de la zona, se observó la presencia de algunos árboles frutales, sembrados por los habitantes de la zona en sus residencias, los cuales son muy escasos. Existe una zona recuperada ambientalmente por CONARE sembrando pinos Caribe, el cual se encuentra bien desarrollado.

CAPITULO III

MARCO METODOLÓGICO

En el siguiente capítulo presentará la metodología utilizada para la realización de este trabajo especial de grado, en el cual se explican las ecuaciones utilizadas para la obtención de los resultados

3.1 Tipo de Investigación

Previo a esta propuesta de minería subterránea, la empresa E.B. Minera Nacional ha realizado trabajos en la zona de estudio. En el presente trabajo, se realizará la propuesta de un proceso de explotación de carbón, en el cual se investigará a nivel de ingeniería conceptual la mejor opción de extracción del mineral por medio de minería subterránea, además, del procesamiento del mineral acorde a las características que deberá poseer el mismo para la producción de coque, dado que se partirá de correlacionar la información previa existente en la empresa con la que se obtendrá de la realización de distintas etapas de investigación para la sustentación de este trabajo, se asume que la misma será del tipo correlacional.

3.2 Diseño de la Investigación

Como se demostró en el tipo de investigación, se fundamentará en la correlación de material existente en la empresa con la investigación proveniente de fuentes bibliográficas, además de la información que será tomada en la etapa de campo, donde ambas serán de suma importancia para el apoyo de cada uno de los puntos que se desarrollarán dentro del estudio a llevarse a cabo, por tales razones el diseño de dicho trabajo será del tipo correlacional transeccional.

3.3 Población y Muestra

El trabajo de investigación se llevará a cabo el Municipio Lobatera, ubicado en el estado Táchira, donde la población de estudio se centrará en la Concesión Cazadero 12, la cual es de 500 ha y esta conformada por 200 minas aproximadamente. La muestra en la cual se basará la investigación serán de siete (7) minas asignadas por la Gerencia de Operación.

3.4 Instrumentos y Técnicas

3.4.1 Instrumentos

- Hoja de cálculo.
- Programa de diseño y dibujo asistido por computadora.
- Planos Topográficos y Cartográficos.
- Equipo de Computación.
- Equipos de Campo (Brújula Brumton, Cinta Métrica (35,65 metros), Sistema de Posicionamiento Global (GPS), Termómetro descripción del termómetro, entre otras cosas).
- Guantes de látex, cava, hielo, envases recolectores de agua de 1 litro plásticos.

3.4.2 Técnicas

- Revisión bibliográfica de los informes realizados con anticipación, por parte de la empresa EB Minera Nacional y otras instituciones del Estado (alcaldía de Lobatera, CARBOSUROESTE .C.A.)
- Revisión de material bibliográfico referente a la minería subterránea de carbón en Colombia a nivel de minería artesanal o baja escala
- Selección de equipos mineros y de procesamiento mediante la utilización de manuales para la determinación de la producción horaria, toneladas de material por ciclos, número de equipos, entre otros.
- Análisis de los métodos de explotación subterránea expuestos en la literatura.

3.5 Análisis de Datos

Para la selección de los equipos a ser utilizados en cazadero 12, luego de una transición a la mecanización, se deben tener en cuenta los siguientes criterios técnicos:

3.5.1 Selección de Equipos

3.5.1.1 Producción horaria

La producción horaria consiste en la determinación de la cuantía de material mineral o estéril que se pretende explotar por hora y requiere de los siguientes datos, los cuales serán la producción anual necesaria para alimentar la planta productora de coque, el número de días trabajados y la jornada diaria de 8 horas.

Producción Anual Requerida: 48000 toneladas/año

Días Trabajados: 220 días

Hora/ Turno/Día: 8 horas

Eficiencia: 85%

Utilizando la producción anual requerida, los días trabajados, las horas laborables y la eficiencia se determinará en el capítulo de resultados, la producción horaria que se requiere mediante la aplicación de la Ecuación N° 2

$$\text{Producción Horaria} = \frac{\text{Producción Anual} * 100\%}{\text{N° de días trabajados} * \text{Horas turno} * \% \text{eficiencia}} \quad (2)$$

3.5.1.2 Equipos para minería subterránea

Considerando que la explotación de estas minas no será llevada a cabo a gran escala, pero si buscando la mecanización total o parcial de las labores, entonces para la selección del equipo de arranque se realizó un estudio de cuales son los más utilizados en la pequeña minería de carbón, identificando el que mejor se adaptará a las necesidades que se desean cubrir en el área de estudio.

En cuanto a la carga y acarreo en este tipo de minaría se consideraron equipos que no fueran de grandes dimensiones dado que ésta será una operación de pequeña a mediana escala, por tanto los equipo seleccionados para la carga y acarreo deben estar acorde a la operación.

Ya conociendo las capacidades del equipo de carga y acarreo se procederá a determinar los tiempos de ciclos de este equipo, el número de equipos que se

necesitaran para la operación en cada mina, el numero de ciclos que realizara el equipo

Tiempo de Acarreo

Para determinar el tiempo que necesitara un equipo en recorrer las rutas de las labores para trasladar el material y regresar al frente nuevamente y teniendo conocimiento las distancias, además de la velocidad que puede alcanzar el equipo se procederá a determinar los tiempos de acarreo mediante la aplicación de la Ecuación N° 3.

$$\text{Tiempo de Acarreo} = \frac{\text{Longitud del Tramo}}{\text{Velocidad}} \quad (3)$$

La velocidad alcanzada por el equipo se obtiene del catalogo del mismo siendo esta de 1,76 m/seg.

Aplicando la Ecuación N° 4, se determinará la cantidad de equipos de acarreo necesarios para esta operación

$$\text{N° equipos} = \frac{\text{Producción Horaria } \left(\frac{\text{Ton}}{\text{hora}} \right)}{\text{N° } \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} * \text{Ton de Material/ciclo}} \quad (4)$$

Para poder determinar el número de equipos se determinara el N° de ciclos por hora del equipo y la Tonelada de material/ ciclo. Estas se determinan aplicando las ecuaciones 5 y 6 respectivamente.

$$\text{N° } \frac{\text{Ciclos}}{\text{hora}} = \frac{60 \frac{\text{min}}{\text{hora}} * \% \text{ Eficiencia hora}}{100\% * \text{tiempo de ciclo Total} \left(\frac{\text{min}}{\text{ciclo}} \right)} \quad (5)$$

$$\text{Ton de Mat} = \text{Cap. de balde} * \% \text{Factor de Llenado} * j \text{ del Material} * \text{N° pases} \quad (6)$$

3.6 Método de Explotación

Para la selección del método de explotación se deberá tomar en cuenta las características que se observaron en el levantamiento de cada una de las minas. Las cuales serán compararan con los criterios que existen para la selección del método de explotación mas adecuado. Estos criterios se enumeran a continuación:

- Situación geográfica del yacimiento
- Nivel de desarrollo tecnológico
- Evaluación económica, inversión
- Naturaleza del yacimiento
- Forma y dimensión
- Cálida del mineral
- Seguridad para la explotación
- Aspectos geológicos
- Geometría del yacimiento

Potencia

Inclinación

Profundidad

- Geomecánica.

A partir de los datos obtenidos del levantamiento de cada una de las minas visitadas las cuales se muestran en la Tabla N° 3, se podrá determinar y recomendar el método de explotación que más se adapte a estas condiciones dadas.

Tabla N° 3. Características de las minas en la concesión Cazadero 12

Minas	Angulo de inclinación del manto	Inclinación de la Mina	Nivel de Desarrollo Tecnológico	Aspectos Geológicos	Longitud Galería Principal
Arenales	84	30	Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	180,50
La Bolivariana	84	45	Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	107,63
La Cabrera	50		Posee martillos	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	258
El Caño	64,84 y 87		Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	166,30
La Esmeralda	52	13	Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	130,30
La Escoba	72		Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	242,20
Los Parra	84	19	Artesanal	estratos de Arenisca, Carbón y Lutita	250

3.7 Sostenimiento

Para la selección del sistema de sostenimiento que mejor se adapte a las necesidades de las explotaciones mineras de este estudio, se tomaron en cuenta las dimensiones de la excavación, calidad de la roca y las tensiones del terreno.

Basándose en las experiencias de diferentes minas subterráneas tanto en carbón como en oro del mundo, tomando en cuenta el conflicto actual en la zona, acerca de la decisión tomada por representantes del Ministerio del Poder Popular del Ambiente, Ministerio del Poder Popular para las Industrias Básicas y Minería, Fuerzas Armadas Bolivarianas, E.B. Minera Nacional, Misión Piar, Consejo Legislativo del estado Táchira, Cementos Táchira y representantes de los diferentes sectores que hacen vida en la zona minera, en la cual se pauta el inicio de las actividades mineras que desde el 17 de marzo del 2011 fueron suspendidas, para el 14 de abril del mismo año, en el cual se dictamino entre otras cosas el no permitir la desforestación y tala de bosques,

se optó por el sostenimiento hidráulico que desde finales de los años 80 del siglo XX, ha sido utilizado en grandes minas, lo cual permite sustituir el uso de la madera de manera eficaz.

Es de suma importancia conocer la distribución de las tensiones del terreno. Partiendo de esta característica al momento de seleccionar el sistema hidráulico se procedió a determinarlas utilizando la Clasificación de Bieniawski para determinar el RMR (*Rock Mass Rating*), Barton con el cual se estima Q (*Rock Mass Quality*), se calculan las tensiones del terreno con la Ecuación N° 7.

$$\sigma = \frac{2}{3} \frac{J_n^2}{J_r} \frac{1}{Q^3} \quad (7)$$

Para poder hacer uso de la clasificación de Bieniawski, se determinó la resistencia a la compresión simple, el cual se obtuvo dependiendo del tipo de roca en estudio en este caso arenisca, el valor haciendo uso de la Tabla N°4, que se presenta a continuación:

Tabla N° 4. **Resistencia a la Compresión Simple**

Roca	Resistencia a la compresión simple (Kg/ cm ²)
Basalto	3600
Cuarcita	3300
Diabasa	2470
Granito	1960 ÷ 2300
Gneis	1670
Caliza	1000
Mármol	630-680
Arenisca	430
Toba	244
Lutita	<200

Fuente BRADY. (2004).

Luego se determinaron los valores, para el cálculo del RMR (*Rock Mass Rating*), dependiendo de la mina, con este valor se determinara la calidad del terreno.

Seguidamente utilizando la Clasificación de Barton, utilizando datos que se enumeran en el Anexo N°6-B, se determinara Q (*Rock Mass Quality*), que estará asociada a la determinación de las tensiones que ejerce el terreno. Después de tener los valores de RMR y Q se determinará la calidad del terreno.

3.8 Ventilación

La ventilación es parte fundamental de las labores mineras en toda explotación subterránea, ya que suministra el aire que necesitan los trabajadores para realizar su labor en los frentes, debido a esto es necesario conocer el caudal de aire que recorrerá la mina y la temperatura más aptas para la permanencia del personal en ésta.

Para realizar cálculo del caudal de aire se utiliza la Ecuación N° 8,

$$Q = \int V \cdot S \cdot dt = V \cdot S \cdot t \quad (8)$$

Donde

Q= Caudal de aire necesario en la mina (m³/seg)

V= velocidad del aire ((m/seg)

S= sección de la labor (m²)

La temperatura efectiva será determinada aplicando la Ecuación N° 9

$$T_e = 0,7 T_h + 0,3 T_s - V \quad (9)$$

Donde

T_e= Temperatura efectiva (°C)

T_h= Temperatura Húmeda (°C) (temperatura dentro de la mina)

T_s= Temperatura Seca (°C) (Temperatura atmosférica)

V= Velocidad de la corriente de aire (m/seg)

La temperatura húmeda y seca fue tomada con termómetro en cada una de las minas y estas se muestran en la Tabla N° 5 que a continuación se presenta

Tabla N° 5. **Temperatura húmeda y seca**

Minas	Temperatura húmeda (°C)	Temperatura seca (°C)
Arenales	35,00	25,00
La Bolivariana	33,00	27,00
La Cabrera	25,60	25,00
La Esmeralda	24,00	25,00
La Escoba	29,00	25,00
El Caño	25,30	22,50
Los Parra	30,00	28,00

3.9 Drenaje

Para la determinación del equipo de bombeo más adecuado a cada mina donde existe el problema del nivel freático, se recolecto muestras de agua de cada mina donde se observó esta situación, para luego proceder a realizar ensayos en los cuales se determinará el pH de estas y del drenaje de la Quebrada Pozo Azul adyacente a las minas.

La recolección de las muestras de agua fué realizada en envases de aproximadamente un litro, estos recipientes fueron esterilizados de manera previa, se accedió a los frentes de explotación inundados, se utilizaron guantes quirúrgicos, los envases fueron lavados en el frente con el agua y se llenaron, se colocaron en una cava con hielo y se procedieron a llevar al Laboratorio Bioambiental UNET, perteneciente a la Universidad Nacional Experimental del Táchira. Estas muestras fueron trasladadas el mismo día, antes de cumplirse tres (3) horas, ya que pasado este tiempo ya no podrían realizarse los ensayos. Todo este procedimiento fue indicado por personal del laboratorio. Los resultados de los análisis realizados se encuentran en el Anexo N° 20

Cuando en las minas hay presencia de agua en los frentes de explotación o en las vías de acarreo se debe crear un sistema donde se recolecte y luego esta sea bombeada fuera de la mina. Para ello se requiere seleccionar bombas adecuadas a las características que posea el agua que se desee extraer.

3.10 Procesamiento Mineral para el Tratamiento del Carbón

Para la selección del equipo de molienda adecuado al carbón que se explotará en Lobatera, se escogieron molinos de rodillo dentados, basándose en la larga experiencia que existe con estos equipos en países como Alemania, Rusia y Rumania, además de la razón técnica mas importante que estos poseen, como son los dientes escalonados dispuestos en los rodillos que facilitan la rotura del mineral, propiciado por los mecanismos de fractura intrínsecos del mismo. Algunas especificaciones de estos equipos se muestran en las Tabla N°6 y 7.

Tabla N° 6. **Molino de Rodillo Simple Alemania**

Ubicación	Características	
Planta Procesadora	Molino de 1 rodillo	WM0812MH
Estación de Carga	Diámetro del Rodillo	800 mm
Puerto	Ancho del Rodillo	1200mm
Alemania	Grano de entrada	50 mm
<u>Fabricante:</u>	Grano de salida	20mm
<i>Förderanlagen Magdeburg</i>	Carbón de hulla	250 t/h

Fuente: www.FörderanlagenMagdeburg.com. Marzo 2011

Tabla N° 7. **Molino de Rodillo Doble. Rumania**

Ubicación	Características	
Planta Procesadora	Molino de 2 rodillo	WM0814MH
Central Eléctrica	Diámetro del Rodillo	800 mm
Rumania	Ancho del Rodillo	1400mm
<u>Fabricante:</u>	Grano de entrada	25 mm
<i>Förderanlagen Magdeburg</i>	Grano de salida	6mm
	Coque de petróleo	50 t/h

Fuente: www.FörderanlagenMagdeburg.com. Marzo 2011

3.11 Inversión del Proyecto

Para la determinación de los costos de inversión del proyecto, luego de la revisión y estudio de los distintos métodos existentes en la bibliografía aplicados a la minería. Se procedió a determinar el método mas adecuado a la etapa en la cual se ubica el proyecto, en este caso ingeniería conceptual, para ajustar la información que se posee,

sobre algunos costos de equipos principales, el valor del mineral en el mercado para poder estimar un orden de magnitud de la inversión, necesaria para que el proyecto Para la determinación del costo de inversión el método escogido responderá a la disponibilidad de datos para el cálculo del mismo. Debido a que se tiene el valor del producto por tonelada en el mercado, la inversión específica que se encuentra relacionada con la facturación anual y la inversión total la cual oscila entre el 0,30 a 0,35 multiplicado por la producción en toneladas anuales mostrados Tabla N°8 aplicados en la Ecuación N°10.

Tabla N°8. **Valores para el cálculo del Costo de Inversión del proyecto**

Parámetros	Valores	Valores
Valor del Producto por toneladas \$	150,75	150,75
Factor de la inversión específica del proyecto	0,30	0,35
Producción por tonelada/anual	48000	48000

Con la aplicación de los valores del factor inversión específica del proyecto mostrado en la tabla anterior se obtendrá un intervalo de la inversión total necesaria para la ejecución del proyecto en orden de magnitud.

Por ultimo, se obtuvo los precios en el mercado de los equipos principales encontrados en este estudio, cotizaciones de los fabricantes los encuentran reflejados en los Anexos del N°5-A y B

CAPÍTULO IV
EXTRACCIÓN MINERAL MEDIANTE MINERÍA
SUBTERRÁNEA

En este capítulo se describirán las bases teóricas que se deben tomar en cuenta para un proyecto de explotación subterránea de carbón, las cuales servirán para proponer las mejoras técnicas viables en cuanto al método de explotación, equipos que se adapten a las características existentes en las minas de este estudio, sostenimiento, drenaje y ventilación, y que sustentan la propuesta final.

4.1 Carbón

El carbón mineral es una roca sedimentaria combustible, sólida, de color negro a negro castaño, formada por la descomposición parcial de la materia vegetal enterrada entre otros estratos de roca, sin acceso de aire, transformada por los efectos combinados de acción microbiana, presión y temperatura, durante un considerable periodo de tiempo.(Martiz,2006).

Según su clase o rango los carbones depende de su grado de carbonización por ello se catalogan en lignito o carbón pardo, sub-bituminoso, bituminoso, semi-bituminoso, semi-antracita y antracita.

El lignito es un carbón de clase baja, de color castaño. Por lo general conserva las estructuras de la madera original. Posee humedad alta, su contenido térmico es bajo y cuando se seca tiende a agrietarse severamente, este tipo de carbón arde fácilmente con llama humosa. La mayor parte del lignito es de edad Cretácea o más joven. El carbón bituminoso, pertenece a una clase más elevada ya que contiene mayor porcentaje del carbón y menos agua, arde con facilidad, pero no se desintegra al estar expuesto a la intemperie. La antracita está caracterizada por su brillo lustroso, casi submetálico y fractura concoidea. Su contenido de carbono fijo es elevado y de hidrocarburos volátiles es escaso. Enciende con menor facilidad que los carbones más bajos y arde con llama corta que produce mucho calor y poco humo, además produce mucha ceniza. Los carbones sub-bituminosos, semi-bituminosos y semi-antracítico son considerados carbones de transición.

La constitución física biopetrológica diferencia los carbones en su aspecto megascópico, por los siguientes componentes los cuales son: vitrinita, fusita, clarita y durita.

La vitrinita, constituye fajas horizontales delgadas de hasta 20 milímetros de espesor. Es un carbón brillante, vítreo comparable con el azabache, que generalmente se alterna con bandas más anchas con otro tipo de carbón. La fusita es muy semejante al carbón vegetal común por ello es más fácil de identificar. La clarita, es un término aplicado a aquellas bandas delgadas o gruesas laminadas, de fractura uniforme y brillo lustroso o brillante. La durita es un carbón oscuro, sin brillo y de aspecto mate terroso, color negro o gris plomo y se presenta en bandas sólidas de textura cerrada. Carece por lo general de estratificación.

El examen microscópico ha llevado a mayor afinación y a la subdivisión de estos términos definidos megascópicamente. Los tipos de carbón son considerados especies de rocas constituidas por Macerales. Maceral, nombre dado al equivalente de minerales en las rocas que no son de origen orgánico.

Los carbones son utilizados de dos formas: (1) como fuente de energía y (2) como materia prima, y este doble carácter lo debe por estar compuesto del elemento químico como el carbón y la materia orgánica. El carbón es un elemento capaz de combinarse con el oxígeno para producir calor y la materia orgánica es capaz de ser transformada en varios químicos.

Debido a que los carbones difieren extensivamente en sus cualidades, ya que esto depende de las características geológicas de su formación las cuales le confirieren gran heterogeneidad dadas a las condiciones en que se originaron, es necesario conocer las características y propiedades de los mismos de la forma más completa posible. Estas características pueden ser expresadas en alguna de las siguientes

condiciones: físicas, químicas, reológicas, térmicas y petrográficas que se pueden determinar por métodos estándar que permiten la comparación de resultados.

4.2 Características físicas y químicas del carbón (Martiz, 2006)

Dependiendo de las características físicas y químicas que posea el carbón determinará su uso y aplicación en la industria.

4.2.1 Características Físicas:

- Humedad
- Densidad Relativa
- Poder Calorífico (BTU)
- Índice de Dureza
- Granulometría
- Temperatura de Fusión
- Índice de Fluidéz
- Índice de Hinchamiento
- Lavabilidad

4.2.1.1 Humedad: siempre acompaña al carbón por muy seco que este sea, ya que el agua siempre se presentará como una humedad superficial absorbida en los poros del carbón y esta mínima cantidad varía de acuerdo al equilibrio establecido entre la humedad retenida y la humedad del aire. La presencia de ella es indicativa de la calidad del carbón, un alto contenido de la humedad higroscópica revela un bajo grado de transformación, rango o alteración del carbón. Los lignitos, por ejemplo, presentan contenidos de humedad del orden de 7% a 12% hasta un 45%, mientras que los carbones bituminosos y antracitas únicamente retienen de 1% a 2% de humedad. Sin embargo, hay que tomar en cuenta que un carbón bituminoso puede ser afectado por el clima o alterado por algún fenómeno de oxidación que puede aumentar el contenido de humedad al contenido de los lignitos, por lo que aunque la humedad higroscópica es un parámetro de clasificación de carbones, la información obtenida no debe considerarse suficiente para la caracterización de carbones. Este parámetro se

determina porque implica costos al beneficiar carbones ya que es factor de consumo de energía en los procesos de utilización.

La humedad se determina por la pérdida de peso bajo condiciones de temperatura controladas. Debe destacarse que, la humedad inherente es aquella que está naturalmente en el carbón (*in situ*).

4.2.1.2 Poder Calorífico: calor producido por la combustión de una cantidad unitaria de carbón a volumen constante en un calorímetro adiabático en una atmósfera de oxígeno, bajo condiciones específicas. Es un ensayo simple, pero es el de mayor importancia ya que se le realiza al carbón, para determinar su precio, ya que este depende de su valor en BTU (*Brithish Termal Unit*) que posea.

4.2.1.3 Índice de Dureza o Moliendabilidad: determina la relativa facilidad de pulverización del carbón comparándolo con carbones estándar. El método *Hardgrove* ha sido aceptado como el estándar y para ello se usa la maquina *Hardgrove* calibrada para carbones de referencia, que poseen índices de aproximadamente 40, 60, 80 y 110, entonces, mientras más duro es el carbón, más bajo es el índice.

4.2.1.4 Granulometría: o análisis granulométrico es la prueba que separa las partículas o granos de carbón en distintas fracciones de tamaño siguiéndose el método normal de ensayo, en mallas estandarizadas, en seco o en húmedo.

4.2.1.5 Temperatura de Fusión, Índice de Fluidéz e Índice de Hinchamiento: son indicativos del carbón bituminoso, ya que bajo ciertas condiciones de calor específicas ellos pasan a procesos de fusión dentro de un rango de temperatura aproximada entre 590 a 770 °K. Esta fusión ocurre en temperaturas que coinciden con la máxima evolución de materia volátil, lo cual pasa al exterior a través de la masa del carbón, que lo lleva a un más o menos pronunciado hinchamiento. Generalmente, el hinchamiento es máximo para carbones bituminosos de rango medio. El hinchamiento se evalúa en dilatómetros que miden la expansión alcanzada. Las

determinaciones de la fusión se llevan a cabo en plastímetros especialmente estandarizados que muestran grados de fluidez como función de la temperatura.

4.2.1.6 Lavabilidad: es un ensayo realizado para la determinación de la posibilidad de que un carbón pueda ser sometido a procesos de limpieza o concentración, este ensayo se realiza cuando se llevan a cabo consideraciones económicas para la explotación de un determinado yacimiento de carbón. La existencia de plantas de preparación de carbones se debe a que factores de producción, ambientales y la necesidad de productos carboníferos bajos en contenidos de cenizas y azufre además del tamaño, obligan a preparar carbones bajo especificaciones de uso. Es por ello que la mena carbonífera debe someterse a estudios de laboratorio a escala pequeña y en planta piloto antes de invertir grandes cantidades de dinero para construir una planta de tratamiento de producción industrial. Pruebas de trituración, flotación y gravimetría en muestras representativas del depósito indicarán las posibilidades de Lavabilidad del carbón.

Los datos aportados determinan tamaños, cualidades, facilidad o dificultad de la separación, efectividad y eficiencia de las operaciones.

4.2.2 Características Químicas:

- Cenizas
- Carbono Fijo
- Carbono
- Azufre
- Cloro
- Hidrógeno
- Nitrógeno
- Materia Volátil

4.2.2.1 Cenizas: Los análisis de cenizas comprende la determinación de SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , Na_2O , K_2O , TiO_2 , Mn_3O_4 , P_2O_5 , SO_3 , BaO , ZnO , V_2O_5 . Estas son la materia mineral que acompaña al carbón y usualmente solo se reporta el contenido

total de cenizas y no de manera discriminada. Las cenizas son de dos tipos: (1) intrínseca, formando parte inseparable de la sustancia carbón; o (2) incorporada, que puede venir de los estratos entre los que se encuentra el carbón y es añadida por las operaciones de extracción minera.

Las cenizas del carbón constituyen el residuo remanente después de la ignición por combustión y se calcula por el peso de dicho residuo cuando el carbón es quemado bajo condiciones controladas de peso, temperatura, tiempo y atmósfera. Esta determinación de cenizas es probablemente el primer ensayo desarrollado para carbón y continúa siendo uno de los más importantes.

Para que un carbón sea mercadeable es necesario que el contenido de cenizas sea lo más bajo posible. Durante la combustión de los carbones, las cenizas consumen energía y la posibilidad de reacciones de descomposición es alta. Igual requerimiento se desea para el carbón si se coquiza, gasifica o entra en procesos de licuefacción.

4.2.2.2 Carbono Fijo: se calcula al sustraer de 100 la suma de los porcentajes de humedad, materia volátil y cenizas.

Los análisis elementales de determinación de carbono, cloro, hidrógeno, azufre, nitrógeno y oxígeno en el contenido de carbones son los similares a los empleados en los análisis químicos normales. El carbono y el hidrógeno se determinan por combustión a altas temperaturas en una atmósfera oxidante, donde ambos son convertidos cuantitativamente en CO₂ más agua. Estos son retenidos por adecuados absorbentes para luego ser medidos y cuantificados. Estos contenidos pueden ser utilizados para caracterizar carbones ya que el contenido de carbono aumenta mientras el de hidrógeno se va desvaneciendo.

4.2.2.3 Azufre: el contenido de azufre se determina por oxidación, transformándolo completamente en sulfato de bario el cual es calculado por métodos gravimétricos. El

azufre en los carbones no es fijo para los rangos, por lo que no es fuente de clasificación. Este proviene primariamente del contenido de pirita, y luego de contenidos de azufre orgánico, que pueden encontrarse formando sulfuros, disulfuros tio-componentes, entre otros. Cuando se determinan grandes cantidades de azufre en la forma de sulfatos puede ser una indicación de que el carbón ha sido alterado por condiciones climáticas. Normalmente una vez que el azufre total es determinado, se evalúa la cantidad que se debe a la pirita y al sulfato. El azufre orgánico se obtiene por diferencia pues es de difícil determinación.

4.2.2.4 Oxígeno: El contenido de oxígeno, puede determinarse directamente, pero los métodos no son absolutamente precisos. Por lo general se evalúa por la diferencia relativa al 100% de la suma correspondiente a todos los elementos anteriormente mencionados.

4.2.2.5 El Material Volátil: se determina bajo condiciones pre-establecidas y estandarizadas, también cambia con el rango del carbón. A medida que decrece, el rango del carbón crece. Este parámetro aunque muy usado en las operaciones de compra y venta de carbón para definir rangos, debe ser manejado cuidadosamente, por cuanto si el carbón ha sido oxidado por el clima o por cualquier otra circunstancia, la materia volátil se altera y queda el carbón clasificado incorrectamente. Se define como materia volátil, aquellos productos exclusivos de vapor húmedo o gas dados por la descomposición térmica de un carbón. Cuando se realizan los ensayo, la temperatura y el tiempo son vitales, las cuales están en $950^{\circ}\text{C} \pm 20^{\circ}\text{C}$ y por exactamente 7 minutos.

Los principales constituyentes de la materia volátil en todos los rangos de carbón son hidrógeno, oxígeno, monóxido de carbono, metano y otros hidrocarburos, que a ese nivel de humedad se formaron por la combinación química durante la descomposición térmica del carbón.

4.3 Cuenca Carbonífera del estado Táchira

El carbón mineral es un recurso natural de gran valor, no sólo como fuente de energía, sino también como materia prima para las industrias química y siderúrgica. Venezuela dispone de manifestaciones de carbón importante en distintas zonas del país; los depósitos más importantes se ubican en los estados Anzoátegui, Falcón, Táchira y Zulia.

La Cuenca Carbonífera del estado Táchira, es considerada la segunda cuenca importante a nivel nacional, con un potencial de 1.520 MMTM (Carbosuroeste, 1989) el cual representa un 14,7% de los recursos carboníferos totales de la nación. Estos depósitos han sido divididos en seis franjas (Nororiental, Lobatera, Rubio, Santo Domingo, San Félix y Delicias). Este potencial se ha determinado tomando en cuenta los depósitos evaluados, en proceso de evaluación, clasificándolos como reservas probadas, probables e hipotéticas o inferidas en la Tabla N°9, se pueden apreciar las reservas existentes en los depósitos de la cuenca carbonífera del Táchira.

Tabla N°9. Clasificación de las Reservas de la Cuenca Carbonífera del Táchira

Depósito	Probadas	Reservas (MMTM)		Total
		Probables	Posibles	
Santo Domingo	135,3	144,6	22,2	302,1
Lobatera	14,3	20	0,4	34,7
Las Adjuntas	29,2	61,2	223,7	314,1
Hato La Virgen	5,7	10,3	195,1	211,1
Silla de Capote	0,5	0,9	26,6	28
Franja Nororiental	4,3	30	313,2	347,5
San Antonio-Ureña			20	20
Colón-Ureña			90	90
San Félix			172	172
Las Dantas-Peracal			1,5	1,5
Las Delicias			5	5
Loma de Pío			0,5	1.526,50
TOTAL	189,3	267	1.070,20	0,5

Fuente: Instituto Zuliano de Investigaciones Tecnológicas (INZIT-CICASI)(1993)

Los carbones que se encuentran presentes en esta zona son clasificados como lignito-sub-bituminoso y bituminoso medio en volátiles. Son de alta calidad energética y la mayoría presenta buenas características para la producción de coque.

En general acerca de las características fisicoquímicas, reológicas y petrográficas de los carbones venezolanos, se han realizado numerosos ensayos durante varios años en el Instituto Zuliano de Investigaciones Tecnológicas (INZIT-CICASI), con el propósito de calcular datos promedio para cada yacimiento o manifestación carbonífera en el territorio nacional.

A continuación se presenta la Tabla N°10, donde se muestran los valores de ensayos químicos pertenecientes a la cuenca carbonífera de Venezuela: valores de Poder Calorífico (BTU/ lb), contenido de azufre (%P/P), cenizas (%), Materia Volátil (%), Humedad (%), necesarios para determinar la calidad de dichos carbones.

Tabla N°10 Ensayos químicos cuencas carboníferas de Venezuela

Ensayos Químicos Cuenca Carbonífera de Venezuela					
Depósito	Poder Calorífico (BTU/lb)	Azufre(%P/P)	Cenizas (%)	Materia Volátil (%)	Humedad (%)
Guasare	12650	0,6	7,5	34,5	7
Falcón	12500-13000	0,3 - 2,0	5,1 - 6,5	43,1 - 44,4	4,3 - 7,1
Fila Maestra	11900	1	8	40	6
Naricual	13800	1,2	2,1	39,8	2,5
Lobatera	11450	0,95	8	44,7	1,3
Hato de la Virgen	11270	0,93	3,9	41,5	8
Silla de Capote	11500	0,8	6	45,2	11
Santo Domingo	12800	0,56	6,7	41	15,2
Las Adjuntas	13390	0,7	5,8	39,8	1,4
Franja Nor-Oriental	13900	0,47	2,2	27	8
Taguay	-	-	3,1-7,4	31,0-48,0	7,0-30,0

Fuente: Zajaczkowski y Ardina, 1990

De los depósitos de la cuenca Carbonífera del Táchira se pueden realizar algunas observaciones tales como en La Franja Nororiental, la cual aflora sin interrupciones importantes a lo largo de unos 60 km desde El Vigía (estado Mérida) hasta la localidad de Seboruco (cerca de La Grita, estado Táchira). Presenta manifestaciones

carboníferas en las formaciones Los Cuervos y Carbonera. Sus carbones han sido clasificados como bituminosos medios en volátiles donde la materia volátil varía entre un 20% a un 29%, siendo además, altamente coquizables (Zajackowski y Ardina, 1990).

La zona de Lobatera es una de las más antiguas y en esta se lleva a cabo la producción de carbón en minas cercanas a las poblaciones de San Pedro del Río y la población de Lobatera ubicadas ambas en el estado Táchira. Se explotan los carbones de la Formación Carbonera a través de minería a cielo abierto y parcialmente de manera rudimentaria. Los carbones de la Formación Carbonera han sido clasificados mediante las normas internacionales (ASTM) como bituminosos altos en volátiles, de capacidad coquizable muy variable aún dentro del mismo manto (Zajackowski y Ardina, 1990; Añez *et al.*, 1983).

La Franja de Rubio tiene un área aproximada de 190 km², donde se han otorgado concesiones a particulares para la explotación de carbón. Otra área carbonífera importante es la franja Silla de Capote, donde operan pequeñas minas subterráneas y Las Adjuntas, evaluada casi en su totalidad. Este último depósito presenta un volumen considerable de reservas, aunque presenta condiciones geológicas complejas.

La Franja de Santo Domingo se encuentra ubicada al sur de la carretera San Cristóbal-Barinas, en el flanco este de la Serranía Tamá. El yacimiento de Santo Domingo, se encuentra ubicado en las cercanías de la población La Colorada, estos carbones han sido clasificados como sub-bituminosos sin capacidad coquizable, aunque sus características químicas los califican como buenos para combustible industrial (Zajackowski y Ardina, 1990; Bar y Peña, 1985).

Las Franjas de San Félix - Río Guaramito y Delicias han sido poco estudiadas. Ambas presentan mantos de interés comercial en las formaciones Los Cuervos y

Carbonera. La Franja de San Félix ha sido objeto de prospección preliminar, detectándose un área de aproximadamente 15 ha, con reservas probables de 0,3 MMTM, aptas para una explotación a cielo abierto (Zajackowski y Ardina, 1990). La Franja de Delicias no ha sido objeto de explotación en Venezuela; pero en Colombia se encuentra el depósito Herrán, con carbones de la Formación Los Cuervos que presentan tenores de materia volátil de 31 - 33%, y 3% en peso de cenizas (Loli, 1992).

Mediante los análisis realizados bajo las normas ASTM (*American Society for Testing Material*, 1992) efectuados en Instituto Zuliano de Investigaciones Tecnológicas (INZIT-CICASI) durante 17 años aproximadamente, han servido para realizar la caracterización de los depósitos de carbón del país, de manera estadística. Los carbones venezolanos son jóvenes, de edad Cenozoica lo cual explica su rango evolutivo de bajo a intermedio, donde un 73% se clasifica como bituminoso de alto volátil. En consecuencia, la mayoría de ellos presenta tenores de materia volátil de alrededor de 40% en peso, cenizas por debajo del 10% p/p y altos rendimientos energéticos por unidad de masa con un poder calórico en el orden de 14.700 BTU/lb ó 34,2 MJ/Kg. Estas propiedades, hacen que el carbón venezolano sea considerado una de las materia prima excelentes para su comercialización con fines térmicos en general y sobre todo para la industria carboeléctrica. A continuación se presenta la Tabla N° 11, en la cual se recogen los valores de los análisis químicos de distintos depósitos de carbón existente en el país.

Tabla N°11. Análisis químicos de los depósitos de carbón en Venezuela

Localidad	Humedad	Materia Volátil	Carbono Fijo	Cenizas	Poder Calorífico	Clasificación según ASTM (D 388-77)
Paso Diablo	7	37,1	54,8	8,1	14860	Bituminoso Alto Volátil A
Socuy	4,7	39,7	57,2	3,1	14700	Bituminoso Alto Volátil A
Mina Norte	4,7	36,9	60,9	2,2	15100	Bituminoso Alto Volátil A
Cachiri	5	38,8	57,7	3,5	14600	Bituminoso Alto Volátil A
Riecito Palmar	7,3	38,7	61	3,4	14640	Bituminoso Alto Volátil A
Tokuko	8,8	38,7	58	4,2	14020	Bituminoso Alto Volátil A
Aricuaia	22,4	40,7	49,5	9,8	12550	Sub - Bituminoso
Casigua CA	2,3	61,7	34,2	4,1	15520	Bituminoso Alto Volátil A
Casigua LC	2,1	37,6	57,6	4,8	14940	Sub - Bituminoso
Rio Chiquito	15,8	48,1	38,2	13,7	12980	Bituminoso Alto Volátil A
Palmital	8,1	44,6	53,6	1,8	14250	Bituminoso Alto Volátil A
Santa Teresa	4,2	49,3	47,5	3,2	14850	Bituminoso Alto Volátil A
Zea CA	5,6	46,4	50,3	3,3	14810	Bituminoso Alto Volátil A
Rio Culegria	2,9	45,6	41,9	12,5	14270	Bituminoso Alto Volátil A
FR. Nororiental CA	14	31,9	62,2	5,9	15740	Bituminoso Alto Volátil A
FR. Nororiental LC	5	25,6	66,4	8	14920	Bituminoso Alto Volátil A
San Pedro del Rio	2	33,3	53,8	12,8	15010	Bituminoso Alto Volátil A
Hato de la Virgen	4	43,5	51,9	4,6	15370	Bituminoso Alto Volátil A
San Joaquín	2,4	30	59,6	10,4	14720	Bituminoso Alto Volátil A

Localidad	Humedad	Materia Volátil	Carbono Fijo	Cenizas	Poder Calorífico	Clasificación según ASTM (D 388-77)
Las Adjuntas	2,7	37,3	58	4,7	15220	Bituminoso Alto Volátil A
Las Delicias CA	0,8	54,3	42,9	2,8	14800	Bituminoso Alto Volátil A
Las Delicias LC	2,8	34,7	53	12,3	15180	Bituminoso Alto Volátil A
Santo Domingo	18,8	43,4	49,6	7	12800	Sub - Bituminoso
Pedregal	5,6	43,1	48,3	8,6	12870	Sub - Bituminoso
Siquisique	5,2	10,5	55,5	28,8	12860	Bituminoso Bajo Volátil
Taguay	15,4	43,8	49	7,2	12820	Bituminoso Alto Volátil A
El Corozo	8,1	45	53,9	1,1	12650	Bituminoso Alto Volátil A
Tamanaco	1,6	84,1	13,1	2,8	15750	No Aplica
Fila Maestra	7,6	43,1	46,6	10,3	13820	Bituminoso Alto Volátil C
Naricual	3,7	42,9	54	3,1	13830	Bituminoso Alto Volátil C
Cerro Impacto	8,3	47,3	51,4	1,4	11930	Sub - Bituminoso

Fuente: INZIT-CICASI (1993)

En la Tabla N°12, se presenta un resumen de la clasificación de los carbones de acuerdo a su clase, grupo y rango, en la cual de manera sistemática se localizan los carbones de acuerdo a sus características.

Tabla N°12 Clasificación de carbones según grado y rango

		Rango de Clasificación del carbón ASTM (0.3888) 1980				
Clase	Grupo	Limite de Volátiles	Limite del Poder Calorífico			Características Aglomerantes y Grado
		%	BTU/LB	Kg. Cal/Kg	Kj/Kg	
Antracítico	Meta Antracítico	-2				No Aglomerante (Metalúrgico)
	Antracítico	2 ï 8				
	Semi antracítico	8 ï 14				
Bituminoso	Bajo Volátiles	14 ï 22				(Metalúrgico) Medianamente Aglomerante
	Medio Volátiles	22 ï 31				
	Alto VolátilesñAò	31 -	14000 -	7777 -	32564 -	
	Alto VolátilesòBò		13000 ï 14000	7222 ï 7777	30238 ï 32564	(Termoeléctrico) Aglomerante
	Alto Volátilesò		11500 ï 13000	6389 ï 7222	26749 ï 30238	
			1500 ï 11500	5833 ï 6389	24423 ï 26749	
Sub-bituminoso	A		10500 ï 11500	5833 ï 6389	24423 ï 26749	No Aglomerante (Termoeléctrico)
	B		9500 ï 10500	5278 ï 5833	22097 ï 24423	
	C		8300 ï 9500	4611 ï 5278	19306 ï 22097	
Lignito	Lignito ñAò		6300 ï 8300	3500 ï 4611	14654 ï 19306	
	Lignito ñBò		-6300	-3500	-14654	

Fuente: Martiz (2004)

En nuestro país, las industrias que requieren carbón o coque para su funcionamiento poseen especificaciones técnicas de calidad para dicho producto y las empresas que suministran la materia prima deben tratar de cumplir con dichas especificaciones. A continuación se presenta una Tabla N°13, en la cual se muestran las especificaciones de calidad que requiere CVG. VENALUM en cuanto a carbón y coque metalúrgico se refiere.

Tabla N° 13. Características de carbón y coque metalúrgico de CVG. VENALUM

Características	Carbón %	Coque %
Humedad	10	1,00
Volátiles	42	1,00
Cenizas	10	12
Carbono Fijo	43	86
Azufre	0,85	1
Hierro Fe		1
Silicio Si		2,50

Fuente: E.B.S. Minera Nacional C.A

Por su parte CVG. VENALUM en conjunto con CARBOSUROESTE C.A., realizó caracterizaciones de muestras de carbón mineral en Lobatera en el año 2004, arrojando resultados de azufre, cenizas, volátiles, carbono fijo, humedad y poder calorífico. A continuación se muestra la Tabla N° 14, donde se puede observar los valores de cada ensayo por muestras e inclusive un promedio de las mismas.

Tabla N° 14. Ensayos de caracterización de carbón región Lobatera

Características	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 4	Promedio
Humedad	3,45	5,25	9,67	4,35	5,68
Volátiles	31,74	35,85	34,18	32,79	33,64
Cenizas	5,65	3,45	3,05	4,56	4,18
Carbono Fijo	61,16	59,64	61,73	61,68	61,05
Azufre	1,45	1,06	1,04	0,97	1,13
Poder Calorífico	14600	14350	13625	13985	14140

Fuente: CVG. VENALUM. CARBOSUROESTE C.A

4.4 Etapas de un proyecto minero (ITGE, 1995)

Cuando se inicia un proyecto minero, debe pasar por la fase de comprobación de su viabilidad, en la cual se realizaran todos los estudios, investigaciones e informes necesarios para poder tomar decisiones en relación con la ejecución o no del proyecto.

Estos estudios previos se reducen por lo general a una serie de consideraciones, las cuales están bien argumentadas, en sus tres vertientes principales como lo son las técnicas económicas y comerciales. Por ello se incluyen los distintos estudios en único estudio de viabilidad o factibilidad, que contempla e integra distintos aspectos parciales del futuro proyecto. Estos estudios sirven para evaluar en cualquier momento una incompatibilidad de los objetivos que se persiguen en el proyecto, de igual manera servirán como apoyo económico y financiero de la evaluación. A estos estudios se le deben fijar presupuestos y plazos que normalmente deben estar en función de la dimensión inicial estimada del proyecto de inversión.

4.5 Fases de desarrollo de un proyecto minero

Para llevar a cabo un proyecto minero existen tres fases típicas, que a continuación se presentan

- a) Fase de Planificación: llamada eventualmente fase de pre-inversión o de estudio.
- b) Fase de Implementación: contempla la fase de inversión o de diseño. Por lo general incluye el periodo de desarrollo y preparación de la mina, además de la adquisición de la planta de tratamiento hasta el punto de suministrar el material de alimentación necesario para iniciar la producción.
- c) Fase de Producción: esta fase es la de operación la cual incluye el arranque y puesta en marcha de la operación minera.

En cada fase de desarrollo de los proyectos mineros, es necesario realizar estudios los cuales indicaran la rentabilidad o viabilidad de dichos proyectos

4.5.1 Fase de Planificación

En esta fase se encuentran las mayores oportunidades para la reducción de costos de capital y de operación del proyecto en si, mientras se maximice la operatividad y rentabilidad de la inversión.

Durante esta fase se deberán llevar a cabo tres tipos de estudios como lo son: El Estudio Conceptual, El Estudio de Previabilidad y finalmente el Estudio de Viabilidad.

Estudio Conceptual

Es la representación de la transformación de una idea de proyecto en una amplia proposición de inversión, mediante el empleo de métodos comparativos de definición de alcance y técnicas de estimación de costos que permiten identificar las oportunidades potenciales de inversión. Generalmente, los costos de capital y de operación se estiman de manera aproximada a partir de datos históricos. Se intenta primeramente esclarecer los aspectos principales de la inversión de un posible proyecto de explotación.

Cabe destacar que esta investigación solo abarcará parte de la fase de planificación específicamente del estudio conceptual para la Concesión Cazadero 12, aplicada a la explotación de carbón mediante minería subterránea.

Al momento de realizar el estudio conceptual de un proyecto minero se tomarán ciertos aspectos en consideración, a continuación se mencionan algunos en la Tabla N°15 que son tomados como los más importantes, en el siguiente esquema se enumeran cada uno de ellos.

Tabla N°15 Parámetros que constituyen el Estudio Conceptual, para esta investigación

Parámetros Principales
Reserva Mineral Método Minero, Procesos y Planos Estimación de costos de Capital
Capital Minero y Estimación de Costos de Operación
Pit Final Procesos de Beneficio Métodos, Parámetros y Planos Diagrama de Flujos Infraestructura
Localización y Geología
Mapa de Localización
Geología y Recursos
Ensayos
Parámetros
Aspectos Económicos
Principales Parámetros Económicos

Fuente: ITGE.1995

Estudio de Previabilidad

Tiene como objetivo principal determinar si el proyecto califica para un estudio de viabilidad- debe ser considerado como una etapa intermedia entre un estudio conceptual que requiera poca inversión y un estudio de viabilidad más costoso.

Estos estudios en general son realizados antes o al mismo tiempo que el estudio de viabilidad para luego formar parte de este.

Estudios de Viabilidad

Este estudio proporciona la base técnica, económica y comercial para la decisión de inversión en un proyecto. En él se definen la capacidad de producción, la tecnología, las inversiones y los costos de producción, además, de los ingresos y la rentabilidad del capital desembolsado. En él se define el alcance de los trabajos y sirve como un documento base para el progreso del proyecto en fases posteriores. Los estudios de viabilidad son solo medios para facilitar la toma de decisiones en cuanto a la inversión se refiere, decisiones que no necesariamente deben coincidir con lo que se haya concluido en dicho estudio.

4.5.2 Fase de Implementación

La fase de implementación de un proyecto la comprenden las siguientes etapas:

Diseño y Construcción

Incluye la ingeniería básica y de detalle, la compra de materiales y equipos, además, de las actividades de construcción y montaje. Esta supone la materialización de la etapa económica más costosa y en consecuencia la más irreversible. Los errores o defectos de la ingeniería básica o de detalle se pueden corregir a un cierto costo, pero los errores o malos planteamientos, una vez llevados a cabo, son muy difíciles de corregir sin incurrir en gastos muy elevados.

Arranque y pruebas

No es, más que las pruebas de los componentes individuales de los equipos y sistemas, en vacío o sin materias primas en la línea de procesos y con vista a asegurar el correcto funcionamiento de los mismos. En paralelo con estas pruebas es necesario acopiar todos los productos y materiales necesarios para la puesta en marcha, así como comprobar que se dispone de todos los repuestos que se precisen.

4.5.3 Fase de producción

Se pueden distinguir dos etapas en esta fase:

Puesta en marcha

Comienza con el momento en que se alimenta la planta con mineral con el objeto de convertirlo en o transformarlo en un producto vendible. Las instalaciones se ponen en marcha en su totalidad, a veces en circuito cerrado, tan largo como sea posible.

La puesta en marcha finaliza, normalmente cuando se ha demostrado que el proyecto es operativo y se obtiene la cantidad y la calidad del producto final previstos.

Puesta en operación

Supone introducir el mineral en la planta correspondiente y seguir su tratamiento hasta obtener el producto o productos finales.

A continuación se presenta la Tabla N°16, en la cual se puede apreciar los niveles de decisión que se pueden tomar e dependiendo del tipo de estudio y los objetivos que persigue el mismo.

Tabla N 16. **Evaluación según el Tipo de Estudio y sus Objetivos**

Decisión	Tipo de Estudio	Objetivos
Identificación	Estudio Conceptual o de Oportunidad del Proyecto	Identificar Oportunidades.
		Determinar las Partes esenciales que requieren estudios de apoyo.
Análisis Preliminar	Estudio de Apoyo	Determinar la alternativa u opción más variable. Identificar las características del proyecto elegibles.
	Estudios de Previabilidad	Determinar la viabilidad provisional del proyecto. Decidir si se debe iniciar el estudio de viabilidad
Análisis Final	Estudio de Apoyo	Investigar detalladamente los criterios seleccionados que requieren estudios de detalles
	Estudio de Viabilidad	Realizar la elección final de las características del proyecto y los criterios de selección
Evaluación del Proyecto	Estudio de Evaluación	Adoptar la decisión final en cuanto la inversión.

Fuente: ITGE.1995

4.6 Estimación de costos (ITGE.1995)

Al llevar a cabo un proyecto minero se deben realizar análisis económicos, para determinar las inversiones que se deben efectuar para así establecer los diversos costos que implica un proyecto minero, las estimaciones de estos requieren fijar todos los parámetros físicos que afecten los costos.

La estructuración de los costos en un proyecto minero, es muy variada y presenta complicaciones debido a que no pueden ser determinados los costos como en otras industrias, ya que al existir diversos procesos productivos, las operaciones se complican y es difícil el control dentro del ámbito de las explotaciones. Por ello se han desarrollado técnicas de costos detalladas basadas en factores cuantitativos específicos.

4.7 Tipo de estimaciones de costos

La *American Association of Cost Engineers* (AACE) adopto la siguiente clasificación de costos estimados que se presenta en la siguiente Tabla N°17

Tabla N°17. **Clasificación de costos de estimación**

Tipo de Estimación	Descripción
Tipo I: Orden de Magnitud.	Se basa en la recolección de datos de costos obtenidos en proyectos anteriores de una envergadura y alcance semejante. La precisión que tiene este tipo de estimación es del $\pm 30\%$.
Tipo II: Estimación Proporcional.	Se fundamenta en el costo de capital de los equipos principales, el resto de los equipos auxiliares es calculado como un porcentaje de los equipos principales, tiene una precisión del $\pm 30\%$.
Tipo II: Autorización del Presupuesto (Preliminar).	Este tipo de estimación es efectuada con suficiente datos actualizados como para presupuestar y tener una precisión del $\pm 20\%$.
Tipo IV: Definitiva (Control del Proyecto).	Se basa en datos completos y se dispone para ello de ingenierías. La precisión puede ser de $\pm 10\%$.
Tipo V: Detallada (Contratación).	Este tipo de estimación esta basada en datos completos de la ingeniería con planos, especificaciones y tarifas actualizadas del lugar, su precisión esta en el orden del $\pm 5\%$.

Fuente: **ITGE.1995**

A continuación se realiza una descripción detallada de cada uno de estos cuatro tipos básicos de estimación, en donde se analizaran algunos aspectos importantes de cada uno de ellos.

4.7.1 Estimación de orden de magnitud

Están orientadas a la toma de decisiones, cuando se trata de proyectos de viabilidad potenciales y además poder justificar el desembolso de fondos para financiar las etapas posteriores, tales decisiones pueden llevar al rechazo de un proyecto, pero por lo general no funcionan solas para poder realizar la aceptación de la viabilidad económica de este. Estas suelen estar basadas en proyectos similares y conllevan a

un reducido trabajo de diseño de mina y planta de tratamiento. Este tipo de estimación rara vez se convierte en la base para un diseño conceptual, pero si puede influir en la prolongación de las investigaciones necesarias.

La información que suele necesitarse en esta etapa, en general consiste en la localización del yacimiento, reservas, leyes, métodos de explotación, proceso mineralúrgicos mas adecuado al caso, ritmo de producción probable, equipos mineros y de procesamiento que se adecuen al tipo de explotación.

4.7.2 Estimaciones preliminares

El objetivo de estas estimaciones es el de afinar y mejorar las anteriores, cuando se disponga de información adicional. Estas estimaciones son las generalmente, adecuadas para indicar o determinar la viabilidad de un proyecto y para la elaboración de un modelo económico. Estas estimaciones se efectúan generalmente a partir de diseños conceptuales de la mina y de la planta disponiendo de esquemas de flujos preliminares, planos, lista de equipos principales con indicaciones de tamaños y tipo. En esta etapa la información de leyes y reservas es más completa y además confiable, la precisión de este método varía entre 15% y 30%, esto dependiendo del alcance del proyecto.

4.7.3 Estimación definitiva

Facilita la obtención de fondos y establecer un precio de contrato, proporcionar la base de para el control de costos del proyecto y/o fijar un formato de los informes finales de costos para ayudar a la contabilidad y proporcionar información sobre los costos actuales, para su uso en futuras estimaciones y para perfeccionar métodos de calculo existente. Las estimaciones de este tipo deben capacitar a la dirección a autorizar los gastos para elaborar las especificaciones de ingeniería, diseño entre otras.

La naturaleza de datos disponibles por el equipo del proyecto se concretan en diseño de la mina para el método de explotación elegido, ritmo de producción, recuperaciones y diluciones mineras, proceso de tratamiento con esquemas de flujos,

planos de planta, diseño, servicios, almacenamiento y manipulación requerida, lista completa de equipos de mina y planta, infraestructura necesaria, accesos, energía, suministros de agua, diseño preliminar de edificios, ocupación del área, localización exacta del área de mina y planta de tratamiento.

El nivel de apreciación asociada de este tipo de estimación oscila entre 5% y 15%.

4.7.4 Estimación detallada

La estimación detallada culmina el proceso de estimación y se basa en los diseños ingenieriles completos, especificaciones y condiciones del lugar. Este tipo de estimaciones es la base para la autorización de la construcción del proyecto.

La información se requiere se centra en la ingeniería de detalle y oferta de suministradores y contratistas. Las estimaciones detalladas rara vez acomete si no hay una garantía razonable como es un estudio de viabilidad.

La estimación de costos para su uso en estudios de viabilidad se puede basar en informaciones obtenidas de diversos fuentes, esta información puede ser obtenida por distintas vías.

Fuentes de información para la estimación de costos:

- ✓ Consultas recientes a fabricantes y vendedores de equipos.
- ✓ Información de la misma empresa y ofertas anteriores, trabajos debidamente actualizados, cuando la anterior no es efectiva.
- ✓ Literatura técnica de la que se encuentran datos de equipos que se pueden correlacionarse, construyendo tablas, graficas de fácil utilización.
- ✓ Congreso y reuniones para obtener datos, patrocinados por sociedades profesionales y publicaciones técnicas de estas.
- ✓ Libros de textos.

4.8 Métodos de estimación de costos

Los métodos disponibles para llevar a cabo las estimaciones de los costos son numerosos, entre ellos se debe elegir el que mejor se adapte a las características del proyecto en la etapa de estudio en la que se encuentre. Los métodos de estimación de

costos que se emplean están normalmente asociados a las cuatro etapas básicas de desarrollo de un proyecto. El volumen de datos requeridos en cada método marca, generalmente el grado de precisión de la estimación, pero ello no supone que no deban existir solapes entre diferentes métodos aplicados.

4.9 Estimación de inversiones o costos de capital

Cuando se habla de inversión se refiere a la aplicación de fondos necesarios para la adquisición de los activos necesarios para poner en producción un proyecto. Las inversiones tienen dos componentes principales: una parte de capital fijo y otra en capital circulante, el primero se refiere a los fondos necesarios para la adquisición de terrenos, maquinarias edificios e instalaciones.

En el caso de proyectos mineros nuevos, las partidas mas significativas son las que se enumeran a continuación:

- a) Adquisición de terrenos
- b) Estudios e investigaciones
- c) Desarrollo de pre-producción (desmonte previo)
- d) Estudios ambientales y permisos
- e) Equipos mineros, instalación y servicios
- f) Equipos de Plantas, instalación y servicios
- g) Infraestructura (accesos, comunicaciones, energía eléctrica, agua, etc.)
- h) Diseño y Montaje
- i) Contingencia ó imprevistos

Los Métodos de Costos de Capital se Enuncian a continuación para luego ser desarrollados con más detenimientos:

1. Método de la Mesa Redonda
2. Método del Costo Unitario o Inversión Especifica
3. Método del Índice de Facturación
4. Método de Ajuste Exponencial de Capacidad
5. Costos de Equipos
6. Método de Índice de Costos

7. Método del Índice de Costos de Equipos
8. Método de Costos de Componentes
9. Imprevistos
10. Ingeniería

4.9.1 Método de la mesa redonda

Consiste en reunir a técnicos representantes de diferentes departamentos involucrados y en torno a una mesa, discutir el costo total del proyecto. Los puntos débiles de este método son las importantes lagunas de análisis de diferentes aspectos del proyecto y la suposición de este es bastante semejante a otros proyectos de los cuales se conocen las inversiones efectuadas.

4.9.2 Método del costo unitario o inversión específica

Consiste en multiplicar la capacidad de la instalación por la inversión específica, que se expresa normalmente por el capital invertido por tonelada anual producida (PTA por tonelada y año). Los datos para este tipo de estimaciones proceden de la literatura técnica, de publicaciones de la administración de informes de bancos o de archivos sobre ingeniería de costos. Este método se aplica definiendo el capital invertido y la tonelada anual producida.

La condición necesaria para aplicar este método es que la mina o la planta que se desea valorar sean similares a las que poseen esos costos unitarios.

Las instalaciones auxiliares e infraestructura pueden también valorarse a partir de otras unidad de medida, para talleres y oficinas (PTA/m^3) para la instalación de abastecimiento de agua ($\text{PTA}/\text{m}^3/\text{min}$), carreteras y pistas (PTA/Km), entre otras.

Un error cometido frecuentemente es el aplicar este método fuera del rango de capacidades donde es válida la inversión específica considerada. Por este motivo, se desarrollo el método denominado de ajuste exponencial de la capacidad.

4.9.3 Método del índice de facturación

En este método también se utiliza para operaciones similares. El índice de facturación o de ventas es igual al valor del producto por tonelada en el mercado dividido por la inversión específica del proyecto multiplicado por la producción anual en toneladas. En minería se verifica que la relación de facturación anual y la inversión total oscile entre el 0,3 y 0,35. Este método puede ser determinado aplicando la Ecuación N° 10.

$$\frac{\text{Valor del producto por tonelada}}{\text{Inversión específica del proyecto}} * \text{Producción Toneladas/anual} \quad (10)$$

4.9.4 Método de ajuste exponencial de la capacidad

Este método se conoce, como la Regla de Williams, se utiliza en aquellos casos en los que solo se desea obtener un orden de magnitud de las inversiones, con una fiabilidad tan solo del $\pm 25\%$.

La inversión necesaria para un proyecto varía con la capacidad tamaño del mismo, de tal forma que puede estimarse similar a la siguiente Ecuación N° 11:

$$I = K \text{Capacidad}^X \quad (11)$$

Donde X es el factor exponencial de economía de escala y K es una constante (capacidad). Para relacionar las inversiones inherentes a una capacidad dada con las que corresponderían a un tamaño mayor, manteniendo el mismo proceso o tecnología, se define la siguiente Ecuación N° 12:

$$I_2 = I_1 \left(\frac{\text{Capacidad}_2}{\text{Capacidad}_1} \right)^X \quad (12)$$

El factor más crítico en este método de estimación es el valor de X . su determinación se basa, normalmente, en la recopilación de datos de inversiones y capacidades de proyectos mineros y mineralúrgicos similares, procedentes de distintas fuentes y en el tratamiento estadístico de los mismos.

Factores tales como la localización, las condiciones socio-económicas del entorno, la disponibilidad de mano de obra, entre otras. Pueden causar variaciones importantes en los valores de $\hat{X}$. Por tal motivo este procedimiento de estimación debe ser utilizado con sumo cuidado, recomendándose que en lugar de aplicarse globalmente se haga por áreas de costos principales dentro del proyecto minero. Cada una de esas áreas requerirá el desarrollo de una curva única de inversión- capacidad.

4.9.5 Costo de equipos

Alguno de los métodos de estimación de la inversión de proyectos se basa en los costos de los equipos principales. Para estimar estos últimos, sin necesidad de recurrir a una petición de ofertas a los diferentes fabricantes o distribuidores, es posible utilizar las ecuaciones publicadas por diferentes tratadistas y organismos que correlacionan el parámetro más característico del equipo con el costo del mismo.

4.9.6 Método del índice de costo

Este método requiere una valoración de los equipos principales de la planta de tratamiento o de la mina. Si el costo de adquisición de esos equipos es igual a I_E , dada la proporcionalidad que existe entre dicho valor y la inversión total, esta última puede calcularse con la Ecuación N°13 que se presenta a continuación

$$\text{Inversión Total del Proyecto } I_T = K \cdot \text{Costo de los Equipos Principales}(I_E) \quad (13)$$

La constante **K** se denomina factor de LANG.

Plantas de Procesamiento de sólidos.	$I_T = 3,10 I_E$
Plantas de Procesamiento de sólidos y líquidos	$I_T = 3,63 I_E$
Plantas de Procesamientos de líquidos	$I_T = 4,47 I_E$

4.9.7 Método de índice de costo de equipos

Este método de estimación es un perfeccionamiento del anterior, ya que en lugar de utilizar un solo factor para el conjunto de la instalación, mina o planta, se emplean diferentes factores para cada categoría o clase de equipos semejantes.

Cada grupo de maquinas dentro de los equipos principales puede tener una ecuación de costo de capital la cual se expresa en la siguiente Ecuación N° 14

$$C_I = a P_I^b \quad (14)$$

Si se consideran dos ritmos de producción distintos P_1 y P_2 , que comprende la extracción de estéril y mineral se tendrá la siguiente Ecuación N°15

$$\frac{C_2}{C_1} = \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^b = Q^b \quad (15)$$

Siendo Q el ratio de variaciones de capacidades o producciones. Por otro lado, el costo de capital de los equipos principales puede expresarse con los siguientes sumandos que se muestran en la Ecuación N° 16

$$I_E = C. \text{ Perforadora} + C. \text{ Excavadora} + C. \text{ Volquetes} + C. \text{ Tractores} \quad (16)$$

4.9.8 Método del índice de costos de componentes

A nivel de ingeniería básica es el método mas empleado, con un error del orden del 15%. Se basa, al igual que los métodos anteriores en el costo de los equipos principales y auxiliares.

Las partidas restantes se calculan como un porcentaje de dicho costo y la suma de todas ellas, junto con el costo de los equipos, constituyen la inversión total de la instalación. De acuerdo a la siguiente Ecuación 17 se puede obtener este tipo de costo

$$I_T = I_E \left[1 + \sum_{i=1}^n \frac{K_i}{100} (1+g)^i \right] \quad (17)$$

Donde:

I_T = Costo total de la instalación

I_E = Costo de los equipos principales y auxiliares

K_i = Índice de costos de la partida i expresado en porcentaje de costos de equipos

g =Factor de costos indirectos, tales como imprevistos e ingeniería.

4.9.9 Estimación detallada

Estas estimaciones son las últimas y más exactas, en las cuales se basan los diseños de ingeniería de detalle, esquemas de flujos y lista de equipos donde aparecen las especificaciones, el modelo y el número. En esta etapa ya se habrá remitido las peticiones de ofertas a contratistas, fabricantes y distribuidores.

Las estimaciones detalladas sirven como guía para la adquisición de la maquinaria, así como elemento de control y referencia durante el desarrollo y construcción del proyecto. El desarrollo de una estructura de costos, con sus códigos correspondientes ayuda a definir y localizar de manera completa todos los costos que pudieran haber sido previamente identificados.

4.9.10 Imprevistos

Cuando se realiza la estimación de costos, existen una serie de elementos que se valoran como un porcentaje de la suma de todos los demás componentes que se conocen como imprevistos o contingencias y que son el resultado de una definición cuantitativa incompleta del proyecto. La partida de imprevistos también incluye los errores asociados al procedimiento de estimación aplicado, así como otro tipo de errores que se suelen cometer en la preparación de una estimación.

La suma de los imprevistos dependerá obviamente del tipo y precisión de la estimación. En estudios de proyectos mineros en la etapa de estimaciones definitivas los imprevistos permiten hacer frente a posibles variaciones de equipos, omisiones de determinados equipos de pequeña envergadura, extras. Un valor usado normalmente

es el 15% del costo de capital total de los equipos. Cuando poseen ofertas de empresas suministradoras, ese porcentaje puede reducirse hasta el 5%.

4.9.11 Ingeniería

Los gastos en ingeniería deben asignarse a los costos de capital, ya que corresponden a trabajos relacionados con la selección de equipos, diseño de explotación, desarrollo del proyecto, petición y estudio de ofertas.

Un costo medio de ingeniería para proyectos mineros es aproximadamente el 10% del costo de capital total de los equipos. No obstante, tal porcentaje debe corregirse cuando en la mina solo se va a utilizar una o dos maquinas de producción principales, como en el caso de una dragalina, una rotopala o una excavadora. En estas situaciones es mucho más realista considerar los costos de ingeniería entre un 1% y 2% de la inversión total.

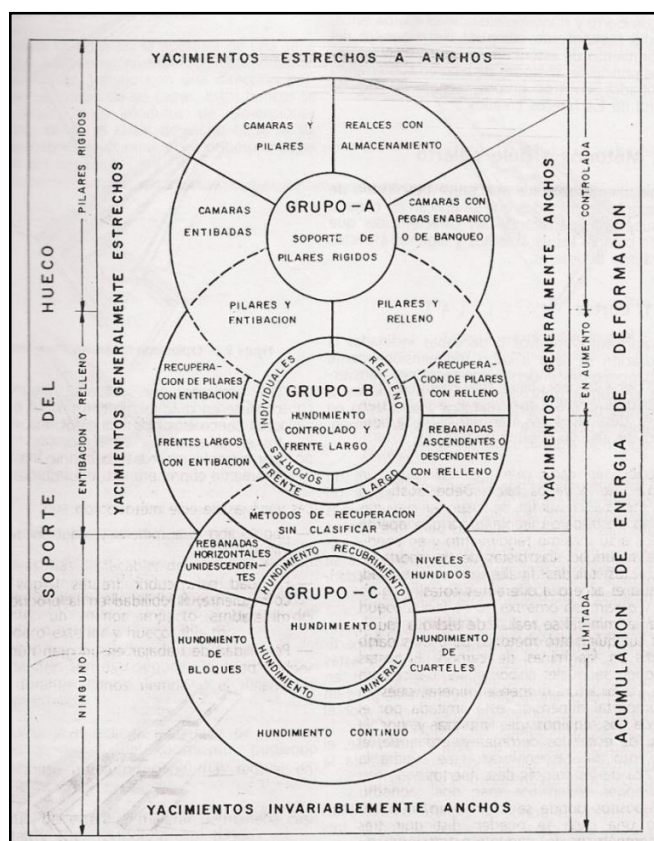
4.10 Métodos de Explotación Subterráneas

Al momento de realizar un proyecto minero, este tiene múltiples facetas y objetivos a cumplir, entre los que se pueden destacar la selección del método de explotación, el dimensionamiento geométrico de la mina la determinación del ritmo anual de producción, entre otras actividades que diariamente mantienen la vida de una explotación minera.

Dada que las acumulaciones minerales se han depositado con morfologías diversas no ha sido posible cuantificar totalmente los parámetros de selección de un método de explotación, las reglas y esquemas precisos para llevar a cabo esta tarea. Sin embargo, se ha podido establecer unos métodos generales de explotación que son validos en la etapa de viabilidad de un proyecto, gracias a los avances científicos y técnicos en el área minera.

Debido a todo lo indicado anteriormente, esta etapa técnica dentro del desarrollo de un proyecto minero es de suma importancia, dado que condiciona los resultados económicos futuros del proyecto.

En la Figura N°2, se puede observar un resumen de los métodos principales de explotación subterránea, englobados en tres grupos según el control para la excavación aplicada.



87

La variedad de métodos de minería subterránea es amplia como los tipos de yacimientos donde se aplican. Para poder explotar una mina subterránea se deben llevar a cabo una serie de labores previas, tales como accesos, galerías de explotación, ventilación entre otras. La forma de extracción del mineral y el mantenimiento de cada una de los accesos son factores que definen de alguna manera, el método de explotación. Pudiendo destacarse tres grandes grupos:

- Sostenimiento de los huecos con macizos: consiste en dejar parte del mineral sin explotar con unas dimensiones y disposiciones que tienen la función de soportar el conjunto de materiales que se encuentran sobre ellos
- Relleno o Fortificación de los huecos: con el material adecuado se procede al relleno de los huecos para que estos no sufran alteración alguna, o lo sea en una zona muy próxima al mismo. Dependiendo de las dimensiones y formas de los huecos, podrán utilizarse ocasionalmente, otros sistemas de sostenimiento o fortificación, cuadros metálicos o de madera, bulones o cables de anclaje.
- Hundimiento Controlado de los huecos: en algunos métodos, tras la extracción del mineral, se induce al colapso de los macizos suprayacentes de manera controlada. Las rocas sufrirán una rotura, un esponjamiento y descenso gradual, pudiendo llegar a afectar tales movimientos hasta la superficie. Esta alteración dependerá de muchas variables geometría del hueco, propiedades del techo, profundidad entre otras.

Entre los principales métodos utilizados en minería subterránea, podemos destacar los aplicables a mantos horizontales e inclinados con un ángulo de 45° a 60°, que son los mantos presentes en la zona de estudio, indicando las ventajas e inconvenientes de cada uno de ellos, tal y como veremos a continuación:

4.10.1 Cámaras y Pilares

Durante la aplicación de este método se van dejando secciones del mineral, como pilares, para soportar las excavaciones realizadas. La dimensión de las cámaras y las

dimensiones de los pilares dependen de las características del mineral y de la estabilidad de los hastiales, del espesor de recubrimiento y de las tensiones sobre la roca. El grado de aprovechamiento del depósito es función de las dimensiones de los macizos abandonados.

Los pilares suelen ser de sección circular, cuadrada o en forma de largos muros paralelos, se aplica en yacimientos de origen sedimentario, tales como potasa, sales, carbón, entre otros, con inclinaciones no mayores de 40° y con roca competente tanto estéril como mineral. También para depósitos de fuerte inclinación es utilizado este método, realizando una división del yacimiento en pisos o niveles y desarrollando galerías.

Las ventajas de la aplicación de este método es que presenta bajas diluciones, alta selectividad, relativa flexibilidad, buen sostenimiento, buena mecanización, pocas labores de reparación y relativa seguridad.

Los inconvenientes son: mediana recuperación del mineral, los costos de sostenimiento pueden ser elevados y la productividad reducida si no se mecanizan las operaciones. En la Figura N° 3, se puede observar un ejemplo genérico de la aplicación de este método en yacimientos horizontales (a) e inclinados (b).

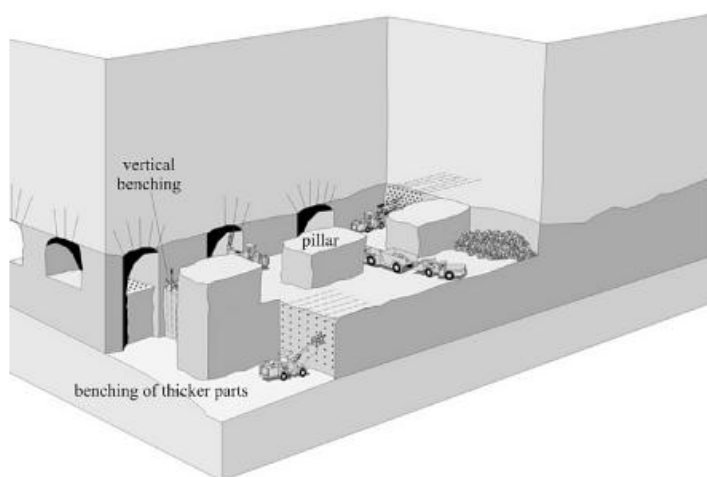


Figura (a) Yacimiento Horizontal

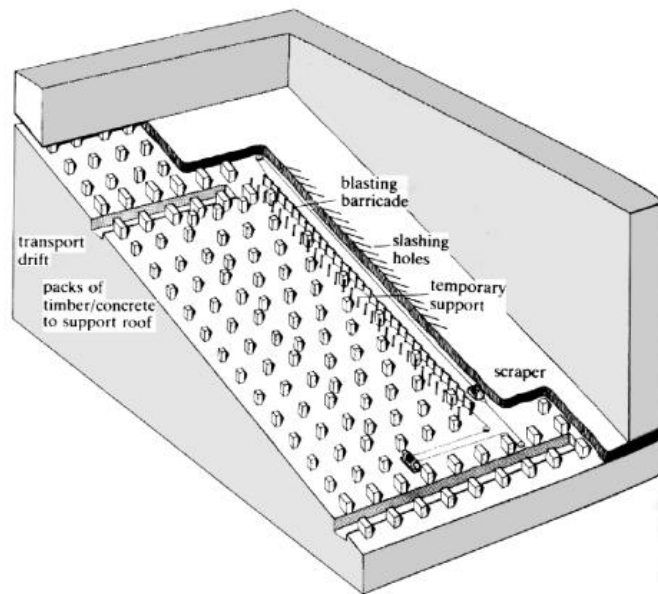


Figura (b) Yacimiento Inclinado

Figura N° 3 **Método de Explotación Cámaras y Pilares.** Fuente. ITGE (1995)

4.10.2 Cámara Almacén

La explotación se realiza mediante rebanadas horizontales, de manera ascendente desde el fondo de la galería. El mineral fragmentado se extrae de forma continua desde las tolvas inferiores o piques, el material después de volado se utiliza como plataforma para trabajar, por lo que debe quedar un espacio adecuado entre techo y el mineral volado, además de soportar los hastiales de la excavación.

Dependiendo de las dimensiones del yacimiento, se realizaran diversas cámaras entre las que se dejaran pilares de separación para el sostenimiento de los hastiales, que podrán recuperarse al finalizar la explotación principal.

Entre los inconvenientes que presenta este método cabe destacar los más importantes, precisa mucha mano de obra, las condiciones de trabajo son peligrosas y difíciles, la productividad es baja, y la mayor parte del mineral permanece en la cámara durante mucho tiempo. Las ventajas de este método son poca inversión en maquinarias, la

carga se efectúa fácilmente desde los conos de tolvas, alta recuperación y baja dilución, buena ventilación y flexibilidad.

Entre los criterios básicos para la aplicación de este método se encuentra la inclinación del yacimiento que debe ser superior a 50° , además de que las rocas de los hastiales deben ser competentes. A continuación se presenta en la Figura N° 4. Un esquema de cómo es llevada a cabo la explotación mediante el método de Cámara Almacén.

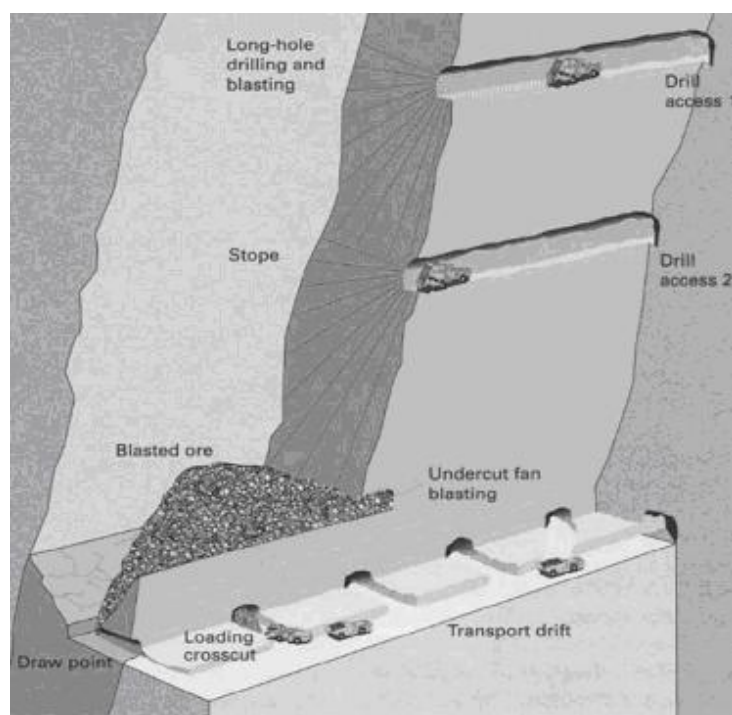


Figura N° 4. **Método de Explotación Subterránea Cámara Almacén** Fuente. ITGE (1995)

4.10.3 Corte y Relleno

El mineral es extraído por rebanadas horizontales, en sentido ascendente, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, realizándose luego el relleno, creado con estéril, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales.

El relleno puede ser el escombro de las labores de preparación de la mina, el cual se extenderá con medios mecánicos, una vez triturado se mezcla con agua para ser transportado hidráulicamente por tubería. Ese material se drena para separarlo del agua, quedando un relleno compacto. La consolidación puede aumentar mediante la adición de cemento. Las principales ventajas que presenta este método son: la alta selectividad, la buena recuperación del mineral, la facilidad de aplicación y las condiciones de seguridad alcanzadas cuando los macizos rocosos de los hastiales no son competentes.

Los inconvenientes que presentan son los siguientes: el costo de material de relleno, el tamaño limitado de las voladuras y las interrupciones en la producción que son necesarias para distribuir el material de relleno dentro de las cámaras.

Los yacimientos deben tener un buzamiento superior a los 50° y leyes altas para compensar los elevados costos de explotación. En la Figura N°5 se aprecia el método de manera genérica o teórica.

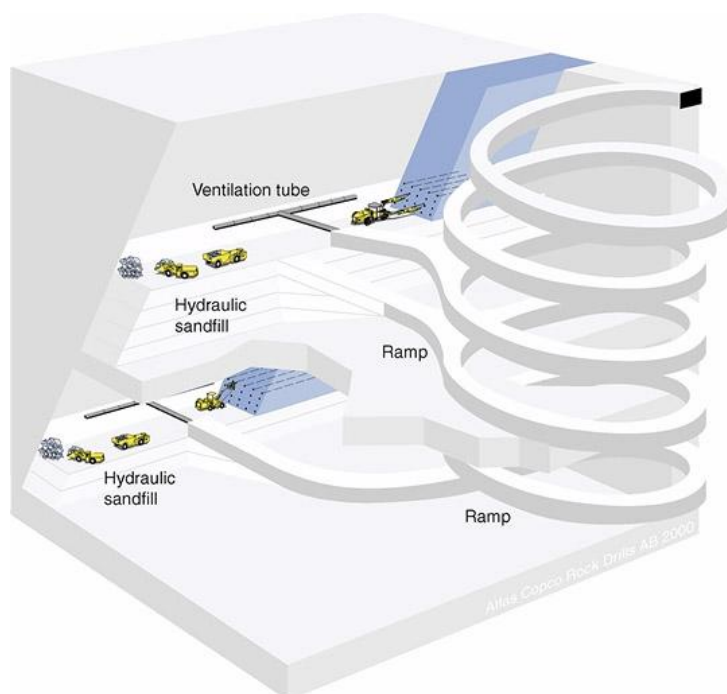


Figura N° 5. **Método de Explotación Corte y Relleno** Fuente. ITGE (1995)

4.10.4 Hundimiento por Subniveles

Según (López, 1997) consiste en la división del yacimiento en niveles y estos a su vez, en subniveles que se van extrayendo en sentido descendente, la distancia entre subniveles oscila entre 8 a 15 m y cada uno de ellos se desarrolla según un conjunto de galerías que cubren la sección completa del mineral.

Desde la galería de nivel se perfora barrenos en abanico en sentido ascendente. Las secciones perforadas en las galerías adyacentes se vuelan de techo a muro constituyendo un frente recto. En los subniveles inferiores y superiores se trabaja de la misma manera, pero manteniendo un desfase entre los frentes. El mineral fragmentado cae por gravedad dentro de las galerías desde las cuales se carga y transporta hasta un pique que descarga sobre una galería principal. El estéril del techo se va fragmentando y hundiendo de forma gradual dentro de los huecos dejados por el mineral.

Este método se aplica en los depósitos masivos y potentes, donde tanto el estéril de techo como el mineral se fragmentan y se hunden bien. Los principales inconvenientes del método son: la dilución del mineral con el estéril, que suele estar entre 10 y el 35 %, la recuperación que oscilan entre el 20 y 90% y las alteraciones en superficie. En la Figura N° 6. Se observa un modelo del método.

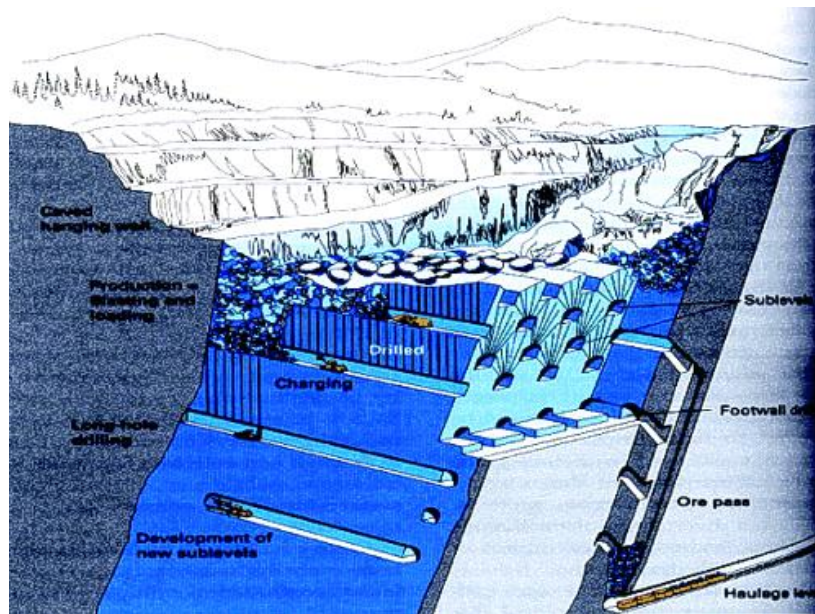


Figura N° 6. **Método de Explotación Hundimiento por Subniveles.** Fuente. ITGE (10995)

4.10.5 Hundimiento por Bloques

El yacimiento es dividido en grandes bloques de sección cuadrangular, de varios miles de metros cuadrados. Cada bloque se socava practicando una excavación horizontal con explosivos en la base del mismo. El mineral queda sin apoyo y se fractura gracias a las tensiones internas y efectos de la gravedad que actúa progresivamente afectando a todo el bloque. El mineral se extrae a través de los conos tola y piques realizados, cargándose y transportándose mediante palas de neumáticos a lo largo de las galerías de transporte inferiores. Los yacimientos donde se aplican deben ser de gran potencia y extensión, con pocas intercalaciones de estéril y ramificaciones. Por lo general, se trata de mineralizaciones de baja ley con unas propiedades geomecánicas adecuadas para el hundimiento.

Entre las principales ventajas de este método encontramos: es barato llevarlo a cabo en la explotación, pues los costos de arranque y sostenimiento son bajos, requiere poca mano de obra. Por el contrario, los inconvenientes más destacados son: las recuperaciones suelen estar próximas al 80 %, ya que si estas aumentan también lo hacen las diluciones, la existencia de agua y materiales plásticos dificultan la

explotación, las alteraciones en la superficie son importantes y las inversiones iniciales en labores de preparación son elevadas. En la Figura N° 7. Se aprecia como sería el sistema de explotación aplicando este método.

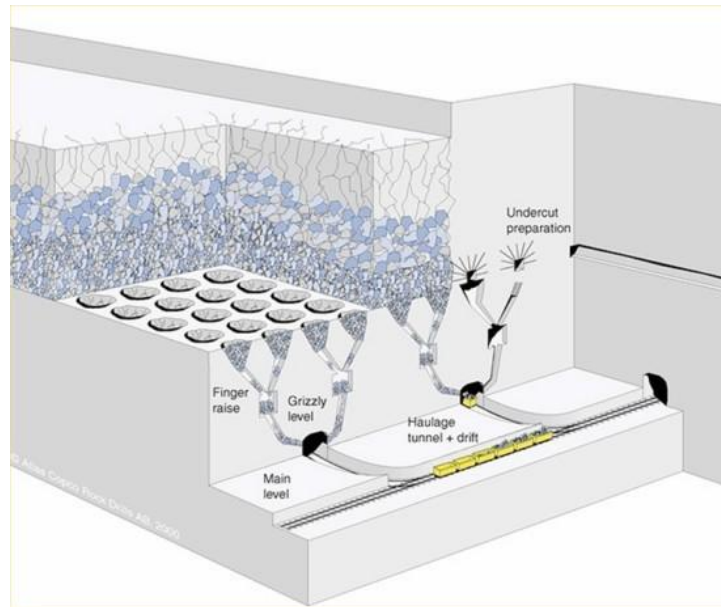


Figura N° 7. **Método de Explotación Hundimiento por Bloques.** Fuente: ITGE (1995)

Conocido también como entibación con marcos, consiste en la realización del sostenimiento con madera, colocándola en forma de paralelepípedos recto donde los elementos verticales soportan las presiones verticales los horizontales las presiones de los hastiales y los cuatro elementos restantes rigidizan el conjunto.

Se emplea en yacimiento de roca débil e intensamente fracturada, cuando el mineral presenta formas irregulares, con ramificaciones y contactos. La extracción se realiza de techo a muro, se procede a la construcción de los cuadros de madera donde fue creado el hueco, si los esfuerzos que debe soportar la madera son muy elevados, el sostenimiento se debe completar con un relleno, normalmente hidráulico dejando espacio para la ventilación. Este método consume gran cantidad de madera y requiere mucha mano de obra solo se justifica cuando el mineral es muy rico. Por otro lado la cantidad de madera necesaria se puede decir que es contraproducente en cuanto al

tema ecológico se refiere y además va en contra de la conservación ambiental por que se llevaría a cabo una tala de árboles importante.

A continuación se presenta la Tabla N°18 en la cual se recogen los métodos de explotación en minería subterránea, describiéndose en ella los tipos de yacimientos y rocas a las cuales se recomienda la aplicación estos además de la inclinación que deben poseer para la aplicación del seleccionado

Tabla N°18. **Métodos de Minería Subterránea según el ángulo (°) de inclinación**

Método de Explotación	Yacimiento y Tipo de Roca	° Ángulo de Inclinación
Cámaras y Pilares	Origen sedimentario (potasa, sales, carbón)	No mayores a 40°
Cámara y Almacén	Roca Competente	Superior a 50°
Corte y Relleno	Roca No Competente	Superior a 50°, leyes altas
Hundimiento por Sub-niveles	Masivos y Potentes	
Hundimiento por Bloques	Gran Potencia y Extensión	Baja ley
Fortificación de Madera	Roca débil e intensamente fracturada	

4.11 Criterios y orientación para la selección del método

Los criterios y orientaciones que deben ser tomados en cuenta al momento de realizar la selección del método de explotación más adecuado para las labores de extracción de carbón, están influenciados por una serie de parámetros cuya importancia varía de acuerdo con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de la tecnología y de la economía del país donde se encuentra, además, el factor tiempo. Entonces se puede deducir, que los parámetros de los que depende esta selección, varían en cuanto a valoración de fáciles a difíciles, y solo pueden ser considerados fijos en un lugar y tiempo determinado. Los factores que son considerados de mayor importancia al momento de la selección del método minero son los relacionados a la geometría y distribución de leyes o calidades del depósito dependiendo del mineral a extraer y las

propiedades geomecánicas y estériles. Partiendo de estas características se obtendrá una primera clasificación y ordenación de los métodos más adecuados, desde una perspectiva puramente técnica.

Entonces como criterio, en una segunda etapa se procederá a realizar la evaluación económica, basada en un esquema general de explotación, así como al estudio del ritmo de producción, necesidades del personal, impactos ambientales, procedimientos de restauración, y otras condiciones necesarias para llevar a cabo el proyecto. Con todo lo antes expuesto se seleccionará el método de explotación óptimo y la rentabilidad económica del mismo.

Los cambios económicos y tecnológicos que llegan a desarrollarse con el tiempo, obligan a revisar periódicamente los métodos de extracción. Para la selección del o de una combinación de métodos, se sugiere inicialmente el descarte de aquellos métodos que claramente no sean apropiados al caso en el cual se está trabajando, de esta manera se consigue delimitar el estudio solo a aquellos métodos que cubren las necesidades que se buscan solventar, y después de tener un abanico de opciones, con frecuencia se llega a tener por lo general dos posibles soluciones, al llegar a este punto se realizara un análisis comparativo para la elección definitiva.

Ante la responsabilidad de quién tenga en sus manos la decisión de la selección final del método, no se debe precipitar y tomar el tiempo necesario para lograr una selección optima antes de comprometer el capital de inversión y el personal necesario que toda empresa minera requiere.

4.12 Clasificación de los criterios

Los criterios de selección deben basarse en una serie de parámetros fundamentales que pueden ser clasificados de la siguiente manera:

- a) Parámetros dependientes de la naturaleza del yacimiento; posición espacial del yacimiento, forma y dimensiones, valor y distribución del mineral, en este

caso la calidad del carbón, propiedades geoquímicas y químicas del mineral y la roca encajante.

- b) Parámetros relativos a la seguridad, higiene, bienestar en el trabajo y legislación oficial.
- c) Medios financieros para iniciar y desarrollar el yacimiento.
- d) Trabajo y Labores Complementarias.
- e) Criterios tecnológicos para la explotación y el beneficio mineral

Como se mencionó anteriormente entre los principales parámetros a tomar en cuenta al momento de la selección del método de explotación, cabe destacar la geología, la geometría del yacimiento las características geomecánicas del estéril y del mineral, entre otros.

4.13 Parámetros geológicos

Los estudios geológicos que se llevara a cabo, deberá suministrar por un lado la correcta evaluación de los recursos y reservas que se encuentran en el depósito, además de facilitar la información relativa al tipo de roca, zonas de alteración, estructuras principales. Toda esta información debe ser plasmada en planos geológicos y secciones a escala para ser interpretados y visualizados fácilmente.

4.14 Geometría del yacimiento

La geometría del yacimiento se define a través de su forma general, potencia, inclinación y profundidad. El estudio de todos estos factores se lleva a cabo en la fase de modelización del yacimiento, tanto si esta se ha llevado a cabo por procedimientos manuales o informáticos. En cualquier caso, se habrán obtenido planos de niveles y secciones verticales en los que se indicaran los tipos dominantes de rocas y la forma del depósito.

En el anexo N° 23 se enumeran las principales características geométricas a tomar en cuenta a la hora de realizar un proyecto minero, además de constituir una información importante dentro del desarrollo de las labores mineral.

4.15 Características geomecánicas del estéril y del mineral

Desde el punto de vista geotécnico, los materiales existentes se comportan básicamente dependiendo de la resistencia de las rocas, el grado de fracturamiento de los macizos rocosos y el aguante de las discontinuidades. Se han diseñado distintos sistemas de clasificación geomecánicas muy completos, pero se puede decir que la resistencia de la matriz rocosa, espaciamiento entre fracturas y la resistencia de las discontinuidades son parámetros indicadores importantes y suficientes para dar una aproximación al comportamiento de los macizos rocosos.

La resistencia de la matriz rocosa, es la relación que existe entre la resistencia a la compresión simple y la presión ejercida por el peso del recubrimiento. Esta puede determinarse gracias a la profundidad y la densidad de la roca, mientras que la resistencia a la compresión es más sencillo determinarla mediante el ensayo de carga puntual.

El espaciamiento entre las fracturas puede ser definido en términos de fracturas por metros o mediante la aplicación del RQD, el cual representa el porcentaje de trozos de testigo con una longitud superior a 10 cm.

La resistencia de las discontinuidades es determinada por observación directa, y pueden ser establecidas cada una de estas características relacionando la información obtenida con la Anexo N° 6-A

4.16 Equipos de Minería Subterránea

Los equipos utilizados en las labores de minería subterránea, deben cumplir ciertas condiciones en específico, dado que para su selección se debe tomar en cuenta características geológicas, ancho de las galerías, pendientes en las vías de acceso y

galerías, alturas de las galerías, estos equipos son de bajo perfil, es decir su altura está controlada ya que se encontraran ubicados en zonas donde el techo en muchos casos será muy bajo. A continuación se describirán los equipos utilizados en minería subterránea de acuerdo a su uso en las labores mineras:

4.16.1 Equipos de arranque

4.16.1.1 Martillo picador Pérez (2000)

El martillo neumático es el equipo más simple y fuerte que se ha construido desde hace mucho tiempo, de gran ayuda para ejecutar muchos trabajos dentro de la mina y fuera de ella.

Como equipo en las carreteras se conoce como rompe pavimento y en las minas de carbón como martillo picador. En la actualidad se está empleando en la mediana minería. Su uso se está extendiendo hacia la pequeña minería. Es una herramienta cuya fuente de movimiento es el aire comprimido, comunicándole un accionamiento de vaivén a un pistón el cual golpea fuerte un útil llamado pica. En la Figura N°8 se muestra las partes de un martillo picador.

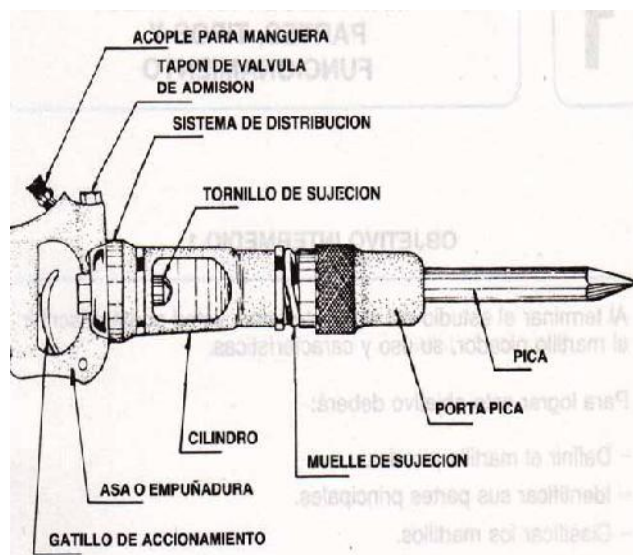


Figura N° 8 **Partes de un Martillo Picador.** Fuente: Pérez (2000)

4.16.1.2 Minero Continuos (*Rotating Drum Machines*)

Son equipos de trabajo en el frente, poseen una cabeza y brazos móviles. En la cabeza posee uno o varios elementos utilizados para el arranque del material del frente, de aleación de carbono y tungsteno. Existen mineros continuos que poseen soporte de techo y sin este también. El primero con soporte, es utilizado en minas donde los frente van en avance y que no importa si el techo detrás de la maquina colapsa, este es muy utilizado en minas de carbón, cuyos mantos son horizontales o casi horizontales. El segundo tipo es utilizado en el arranque de menas no tan duras y yacimientos más masivos como por ejemplo minas de sal.

El sistema de arranque es directo, el material cae en el frente, el cual es conducido por una cinta transportadora fuera del frente y permitiendo a su vez una segunda fase de acarreo, el cual puede ser llevado a cabo con más cinta transportadora, trenes o ferrocarriles, cargadores frontales o camiones.

Este equipo utiliza fuerza de corte total en toda la cabeza de corte, para romper el material en el frente de trabajo. Si el equipo es manejado por el operador adentro la altura del techo de trabajo puede llegar a 20 pies es decir 6 metros, mientras que si es llevada cabo por medio de control remoto, la altura de corte se puede incrementar hasta 40 pies (12 metros). La principal limitación de este equipo radica en la altura que alcanza la maquina. En la Figura N° 9 presenta un minero continuo marca Merkel.



Figura N° 9. **Minero Continúo.**

Fuente: www.merkel-freudenberg.de/nc/de/suche. enero/ 2011

4.16.1.3 Tuneladora (*Tunnel Boring Machine*) (TBM)

Es una maquina de excavación de frente completo, son construidas de acuerdo a las características y exigencias del proyecto. Las principales limitaciones de este equipo radican en el encuentro de zonas de fallas de manera inesperada, especialmente con arcillas y aguas, variaciones en la dureza de la roca, abrasividad es decir, la presencia de cuarzo, laminación, saltos de fallas. Las formaciones geológicas, falladas que poseen saltos y fracturas son las que pueden presentar la mayor problemática al momento de la utilización de este equipo a diferencia de las rocas sanas y poco fracturadas.

Una de las diferencias más notables entre una cabeza rotante y la TBM, es que las TBM pueden realizar las excavaciones a sección completa, en las que se pueden controlar la dirección o el gradiente. El avance de las cabezas rotante puede llegar a alcanzar 15 a 84m semanales mientras que las TBM pueden alcanzar un avance que va desde los 50 a 200m semanales, en la Figura N° 10 se puede apreciar el equipo



Figura N° 10. **Tuneladora Herrenknecht EPB Shield S-300.**

Fuente: www.todointeressante.com. enero /011

4.16.1.4 Barrenadora minera (*Boring Miners*)

Es un equipo que permite desgarrar el material del frente de rocas blandas y carbón. Cuenta con dos elementos cortantes constituidos en pares que trabajan por rotación en sentido opuesto. Una de las desventajas de esta maquina es su gran tamaño. Cuando el techo y piso en la geología, tiende a converger, esta maquina encuentra limitaciones para su desempeño o no puede ser utilizada. Este equipo puede ser

apreciado en la Figura N°11, modelo *Sandvik Borer Miner MF220* que se presenta a continuación.

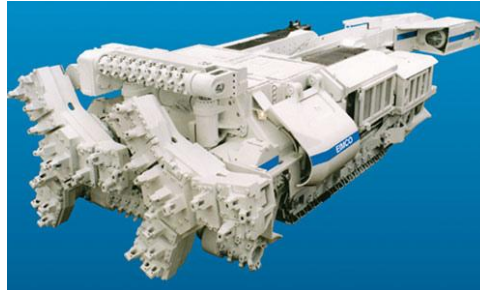


Figura N°11. **Barrenadora Minera.**

Fuente: www.flickr.com. enero/2011

4.16.1.5 Cabeza Cortadora (Fresadora) (Road header)

Son utilizadas para cortar materiales que son duros de cortar con los mineros continuos, lo cual puede convertirse en una dificultad, dado que la productividad se reduce por la dureza del material. Usualmente, estas máquinas se usaron para el carbón o para rocas relativamente blandas, el cual lleva incorporado un motor adosado al brazo para el elemento cortante, el cual trabaja por un engranaje y un piñón.

Algunas tienen un brazo articulado que permite movimientos telescópicos, el cual busca que la cabeza cortante, llegue lo más lejos posible al frente y generalmente en forma vertical. Muchos de estos equipos poseen brazos telescópicos que pueden pesar 20 toneladas.

El diseño de la cabeza cortante puede variar dependiendo de las necesidades. Muchas son relativamente cortas, las cuales pueden variar en forma dependiendo el frente de trabajo. Otras cabezas pueden ser largas, cónicas, espirales, las cuales contienen grandes cantidades de ganchos que son los elementos que están en contacto con la roca, haciendo que se minimice la vibración.

Los ganchos son las puntas de ataque de la máquina a la roca, los cuales son generalmente cónicos, especialmente para los usados en rocas duras, pudiendo

algunas veces parecerse a puntas de cinceles o teniendo puntas pentaprismáticas. El ángulo y disposición de estos ganchos o picks pueden ser diseñados en función de condiciones particulares de la roca a trabajar. En la figura N° 12 se puede apreciar el equipo.



Figura N° 12. **Cabeza Cortadora (Roadheader) (fresadora)**. Modelo R-130. Marca EMCOR.

Fuente: www.EMCOR.com. enero 2011

4.16.1.6 Mineros Barrenadoras (Auger Mining)

Es una maquina que tiene adosados elementos cortantes en forma de espiral a un pedestal grande, lo cual la hace una maquina ideal para afrontar frentes bajos. Las cortadoras gemela de la barrenadora (*auger*), tienen un corte efectivo de 1,5 m de profundidad, el cual esta disponible en los diámetros en pulgadas de 20", 24" y 28" (508, 610 y 711 mm), para una altura máxima de minado de 30", 34" y 41" (762, 864 y 1041 mm) respectivamente, el cual puede ser bajado o subido a voluntad del operador.

En operación, el equipo es posicionado para que el lado de la cabeza con las barrenadoras quede a nivel del piso. Una de las ventajas de este equipo es que el movimiento rotatorio de las barrenadoras, ayuda a mantener por, más tiempo la capacidad de corte. Esto puede reducir el riesgo de accidentes e incidentes al momento de realizar el mantenimiento a estas maquinas, existen dos pivotes en cada esquina, que evitan cualquier movimiento no deseado mientras se realizan los trabajos con este equipo.

4.16.1.7 Mineros Continuos con Soporte

Este equipo es el mas adecuado para utilizarse en explotaciones donde se aplique el método de Pared Larga (*Long Wall*), el cual se aplica en depósitos relativamente delgados y este tipo de maquina y además en roca blanda. Esta máquina se dispone a todo lo largo del manto de carbón y cuenta con un techo que le permite sostener el techo del frente donde se encuentra el mismo, dejando colapsar los mantos que quedan detrás luego de extraer el carbón a medida que avanza.

4.16.2 Equipos de carga

4.16.2.1 Palas de Arrastre (*Scraper*)

Es un equipo que sirve para mover mineral, en minería donde se aplique el método de Cámaras y Pilares para cuerpos mineralizados inclinados y en minería de paredes largas en roca dura.

Los ñ*Scraper*ò o cuchara de arrastre están constituidos, básicamente, por una cuchara y un carro de translación que son accionados por un sistema de cables. Generalmente se dispone de un mástil o torre de cabeza con sus poleas, cuya altura es función de la distancia de trabajo, con el objeto de obtener un regreso de la cuchara por gravedad hasta el punto de excavación. Los mástiles más altos pueden llegar a tener hasta 40 metros de altura, estando firmes con diversos vientos anclados al terreno.

Los cables operantes son los de arrastre, tensión y carril. Los dos primeros se enrollan sobre los tambores de un cabrestante. El tambor de arrastre es de dos velocidades: una lenta de excavación y otra rápida de transporte. El accionamiento puede ser eléctrico o por motor diesel.

4.16.2.2 Autocargadores (*Autoloader*)

Están constituidos por un elemento tractor sobre el que va montado un bastidor deslizante y giratorio paralelo al plano de simetría de la maquina, en cuyo extremo va acoplada una cuchara.

Cuando se procede a la excavación, la cuchara va colocada justamente delante del elemento tractor. La caga se efectúa por avance del tractor contra el montón de

escombros a cargar. Una vez llena la cuchara, se vuelca aquella, sobre la parte trasera del tractor donde se ubica una pequeña tolva, o bien sobre vagonetas dispuestas en este lugar o sobre una cinta transportadora.

Existen dos tipos de autocargadoras, las que se desplazan sobre vías metálicas y las montadas sobre neumáticos. Las Autocargadoras de aire comprimido, circulan sobre neumáticos y han sido diseñadas para trabajar en galerías principalmente. Las autocargadoras tienen capacidades de balde entre 0,12 y 0,5 m³ con una capacidad de caja de entre 0,75 y 2,2 m³. Las autocargadoras diésel, están diseñadas para cargar y transportar grandes masas de rocas y escombros en los lugares en que las distancias de acarreo hacen difícil el uso de Autocargadores neumáticos. Estas llevan purificadores de los gases de escape del tipo catalíticos, así como un filtro de limpieza de los mismos. En la Figura N° 13 se puede apreciar la autocargadora accionada con aire comprimido.



Figura N° 13. **Autocargadora de aire comprimido**

Fuente: supplychain@mindrill.com. enero/2011

4.16.2.3 Cargadores LHD (*Load-Haul-Dump*)

El cargador LHD, es una máquina cargadora- transportadora. Es un cargador frontal móvil diseñado para carga y acarreo subterráneo. Posee un contenedor o balde grande en el frente, usado para el transporte de mineral a las estaciones de trituración o a otras estaciones de carga intermedio (Figura N° 14).



Figura N° 14. **Cargador LHD.**

Fuente: www.cat.com. enero/2011

4.16.3 Equipos de Acarreo

4.16.3.1 Camiones (*Dumpers*)

Son camiones de volteo de bajo perfil con ventaja que puede ser manejados en ambos sentidos, pues permite el cambio de posición del volante, estos camiones son utilizados con cargadores en minería de cámaras y pilares (Figura N° 15).



Figura N° 15 **Camión para minería subterránea.**

Fuente: www.cat.com. enero/2011

4.16.3.2 Camiones para Trayectos Cortos (*Shuhler Car*)

Estos equipos pueden movilizarse por ruedas u orugas, pueden ser utilizados en forma articulada, como una cinta transportadora. Las ventajas de estos equipos si es neumático, la movilidad y el mayor aprovechamiento de la capacidad disponible. Posee también la ventaja de operar hacia adelante y hacia atrás. En cuanto a los articulados se puede decir que su diseño permite una gran capacidad, la unión de tres vehículos o más reduce los retrasos por cambios de equipos de acarreo y proveen

mayor flexibilidad. Además de una mayor visibilidad que permite lograr una mayor velocidad en algunos tramos.

4.16.3.3 Vagones de carga

Un vagón se compone de la caja que suele ser cerrada, del rodamen y del bastidor que une ambas partes y llevan los elementos de tracción y choque.

Los vagones deben satisfacer numerosas exigencias, que incluso se contradicen en parte, siendo las mas importantes: poco peso con gran volumen, resistencia a los golpes, desgaste y aguas acidas, marcha segura, facilidad para el paso en curvas, solidez suficiente y descarga lo mas cómoda posible. Finalmente, deben adaptarse a las condiciones de la mina, expresadas por el tamaño y forma de la sección de las galerías de arrastre y de la sección del pozo. El cumplimiento de estas condiciones no es posible en su totalidad (Figura N° 16)



Figura N° 16. **Vagón de Carga F**

uente: Propia 11/marzo/2011

4.16.3.4 Cintas Transportadoras

Son utilizadas en el transporte de material a largas distancias, en combinación con los camiones para trayectos cortos. Al igual que los ferrocarriles muchos sistemas de excavación continua dependen de este sistema de acarreo también continuo, para el traslado del material del frente de trabajo. En la Figura N° 17, se aprecia una cinta transportadora en un área minera.



Figura N° 17. **Cinta Transportadora.**

Fuente: www.logismarket.cl. enero/2011

4.16.3.5 Ferrocarriles o trenes

Son sistemas utilizados en casi todos los métodos de minería subterránea, para desalojo del mineral o transporte de estéril. Algunos equipos de excavación subterránea continua como por ejemplo la TBM, poseen un sistema de desalojo del material excavado del frente con ferrocarril (Figura N°18)



Figura N° 18. **Ferrocarril de carga para minería**

Fuente: www.logismarket.cl. enero/2011

Cuando se realiza la selección de los equipos a ser utilizados en una explotación subterránea, se debe evaluar las condiciones en las cuales estos equipos van a llevar a cabo las labores minera y esto incluye el método de explotación a desarrollar, ya que con ello se evaluara la mayor eficiencia de los equipos y sus capacidades al momento de realizar sus operaciones. A continuación se presenta la Tabla N° 19, donde se relacionan los métodos y la posible combinación de equipos mineros utilizables con ellos

Tabla N° 19. **Combinación de Equipos de Carga y Acarreo con los Métodos de Explotación Subterránea**

Métodos de Explotación Subterránea	Equipo de Carga	Equipo de Acarreo	observación
Cámaras y Pilares	Cargadores frontales	LHD, Camiones, <i>Dumpers</i>	usado en cuerpos mineralizados delgados
Cámaras y Pilares inclinados	Escraper o Pala de arrastre	Ferrocarril	
Minería por Subniveles		Camión, LHD	usado en cuerpos mineralizados Inclinados
Realce por Subniveles		LHD o Ferrocarriles	Por seguridad se realizan las operaciones de estos equipos a control remoto
Cámara y Almacén	Cargadores frontales	Ferrocarril	
Barrenos Largos		LHD o Ferrocarriles	
Explotación por Cráteres Invertidos		LHD	Operaciones a control remoto
Corte y Relleno		LHD, Camión o <i>Dumpers</i>	
Frente Corrido o Frente Largo en roca blanda	Mineros Continuos de Soporté Hidráulico	Cinta Transportadora o pala de rastra	
Frente Corrido o Frente Largo en roca dura	Escraper o Pala de arrastre	Ferrocarril	
Hundimiento por Subniveles		LHD	
Hundimiento por Bloques	Cargadores	LHD o Ferrocarriles	

4.17 Sostenimiento Juárez (2003)

El sostenimiento de una excavación subterránea consiste en un conjunto de elementos estructurales que son necesarios colocar para garantizar la estabilidad de la excavación, a lo largo del tiempo en que serán utilizadas estas estructuras.

La fortificación en minas tiene dos objetivos fundamentales: mantener abierto los espacios escavados de la mina y proporcionar protección al personal que labora dentro de ella. En el primero hay que tener presente de manera muy importante el empuje que ejerce el terreno y para el segundo estar pendiente de los desprendimientos de bloques que se encuentran despegados por las fracturas. Son armaduras o revestimientos que se colocan entre el terreno y la excavación para proteger dichos avances. Los materiales más utilizados para el sostenimiento son madera, el acero, los metales y las rocas, solos o combinados. Por otro lado, también los materiales habitualmente utilizados como elementos de sostenimiento son los cuadros metálicos, los bulones de anclaje y el hormigón; el cual puede ser proyectado o bombeado, para el revestimiento es más comúnmente utilizado el hormigón bombeado y en menor proporción el hormigón proyectado

Es necesario en toda explotación, llevar a cabo la colocación de sistemas de sostenimiento, dado que los terrenos se van deformando al realizar las excavaciones; pero el nivel de deformación alcanzado debe ser directamente proporcional con la utilidad que se le vaya a dar a la excavación.

El tiempo en el cual va a ser utilizada la excavación, condiciona las exigencias que deben cumplir el tipo y material del sostenimiento empleado. El paso del tiempo supone una cierta degradación de las propiedades mecánicas de la roca debido esencialmente a los efectos ambientales. Las dimensiones del sostenimiento dependerán de la calidad de la roca, de las dimensiones de la excavación y además de las tensiones a las cuales se encuentra sometido el terreno.

En algunos casos no es necesaria la utilización de ningún elemento estructural que garantice la estabilidad de la excavación, en otros casos, se suele colocar un revestimiento con el objetivo de un acabado superficial que mejore las condiciones de utilización. En los pozos de retorno de ventilación se puede observar la aplicación de

este método de revestimiento, en túneles de conducción de agua y para la circulación de ferrocarriles de alta velocidad.

El empuje de los terrenos es tal que si la entibación tuviera que resistirlos no sería posible llevar a cabo la minería subterránea. Afortunadamente, estas fuerzas se equilibran y la entibación solo tiene el papel de agente de este equilibrio. Los terrenos se comportan, de diferente manera dependiendo de su naturaleza al realizarse la excavación.

Las rocas firmes y consolidadas poseen una mayor tenacidad en el sentido de la estratificación normal a ella. Por su comportamiento podemos formar cuatro grupos. El granito es un ejemplo del primero. Son rocas rígidas que se hunden formando campanas, que suelen mantenerse en equilibrio. El segundo tipo es el de la arenisca, rocas frágiles, que aunque también forman campanas se producen despegues de bloques a veces muy violentos, semejando pequeños terremotos, por despegues casi explosivos, esta situación se pudo apreciar en la mina arenales, donde un bloque cuyas dimensiones eran aproximadamente 1,50 x1 metro se desprendió y por el cual estaba brotando agua en considerable cantidad. Como tercer tipo se tienen las pizarras, rocas blandas, a profundidades moderadas estas tienden a sufrir simple flexión, pero al encontrarse a profundidades mayores adquieren una cierta plasticidad que las hace desplazarse plegándose, hacia la excavación. De igual manera sucede hacia el piso, este fenómeno es conocido como hinchamiento, donde la excavación tiende a cerrarse sin fenómenos violentos. Como cuarto grupo se encuentran las sales, las cuales forman rocas características entre el granito y las pizarras, las cuales son elásticas y forman campanas.

La presencia de fallas modifica de manera notable las propiedades de las rocas y el equilibrio de la estratificación, al quedar un bloque de terreno despegado, al ser cortado por la falla su peso se verá reflejado directamente sobre la excavación.

Fayol (1885) op cit De La Cuadra (1964) en su teoría, demostró de manera experimental que al abrir una excavación en terreno estratificado, los bloques situados en su vertical ceden a causa de la gravedad. Su flexión decrece con la altura en la excavación. Según el autor estas diferencias de flexión producen despegue entre

los bloques que toman cierta independencia, la superficie que envuelve los terrenos que cederán reciben el nombre de bóveda de Fayol.

Sin embargo, la teoría de Trompeter, admite y reconoce que las cargas de los terrenos no se ejercen solo verticalmente sobre el techo de la galería, si no que este empuje es generalmente reducido mientras que en los costados y el piso ejercen empujes mayores. Esto es debido a que el terreno está sometido al esfuerzo de las masas que sobre el gravitan se forma alrededor de cada galería una zona más o menos extensa que no participa en el sostenimiento de las masas, esta zona recibe el nombre de Zona de Trompeter. Un efecto de bóveda de carga de las masas es ejercida lateralmente y el techo se halla pues, dependido dentro de la zona de Trompeter.

4.17.1 Sostenimiento con madera

La madera debe encontrarse seca, pero no demasiado, resistente a la penetración, rectas y sin nudos ni grietas. La calidad se mide por la resistencia a la compresión en los dos sentidos, paralelo y normal a la fibra, al pandeo, a la flexión, duración, capacidad de avisar antes de romper y además su poco peso. La resistencia a la compresión en sentido paralelo a la fibra es de unos 450 kg/cm^2 , y en sentido perpendicular es de alrededor de 70 kg. El pandeo empieza a observarse cuando el largo es doce veces el diámetro. La resistencia a la flexión es variable, pero debe pasar de 500 kg/cm^2 . La capacidad de aviso a la rotura es una característica muy importante dentro de las labores mineras en cuanto a seguridad se refiere, este aviso corresponde a los chasquidos proporcionales a la carga que soporta. Para que la madera sea ligera y maleable deberá de poseer poco peso específico, ser derecha y sin nudos. Las mejores maderas que cumplen con estas condiciones son las acacias, el haya, el roble y castaño dado que son pesadas y caras son utilizadas en galerías. El pino para este caso es la madera por excelencia ya que es ligera, barata y avisa, a pesar de que no dura mucho es suficiente en explotaciones. En el caso de la zona en estudio la madera utilizada es el cedrillo traída desde la localidad de la fría en el estado Mérida, es considerada por los mineros de la zona la más adecuada, ya que resiste bastante bien bajo las condiciones a las cuales es sometida.

Uno de los principales problemas que se encuentran al realizar la entibación con madera es la putrefacción de la misma. La putrefacción de la madera es producto siempre de hongos, existen hongos inofensivos y otros calificados como destructivos. Para que estos se desarrollen deben existir condiciones ambientales necesarias, la humedad debe ser mayor a un 80% y la temperatura superior a 20°C, en muchas minas se realiza una curación de la madera, para poder ser utilizada en galerías con humedad y temperatura en las cuales se desarrollan los hongos. Las sustancias empleadas para impregnar la madera son sustancias venenosas para los hongos, pero no deben serlo para el personal. Esto se puede llevar a cabo de dos maneras, la primera realizando la inmersión de la madera bien seca, y calentando el líquido y la segunda sometiéndola a un vacío previo seguido de la introducción del líquido a presión. Por lo general, estas sustancias químicas utilizadas para llevar a cabo este procedimiento, son perjudiciales para la salud de las personas que llevan a cabo esta tarea, además de que si no es acondicionado un lugar para ser aplicado el sistema, los residuos del proceso pueden percolar en el área provocar daños ambientales y de salud a las poblaciones cercanas.

La entibación o fortificación con madera se emplea en galerías pudiéndose colocar en roca o en mineral. El personal encargado de su colocación puede trabajar y preparar la madera o venir preparada desde su despacho donde sea adquirida, las herramientas comúnmente utilizadas para este trabajo son el hacha de entibador o un hacha normal simple y la sierra de mano.

Existen dos modelos de entibación con madera, los cuales son:

La Portada: está constituida de tres piezas de madera, ensambladas. Dos de las cuales serán verticales unidas en la parte superior por una tercera de manera horizontal, la cual lleva por nombre montera, cabezal o capa y las dos que sirven de soporte a esta llevan el nombre de peones, pies o estemples. En la Figura N° 19 se puede observar la forma en que va estructurada La Portada.

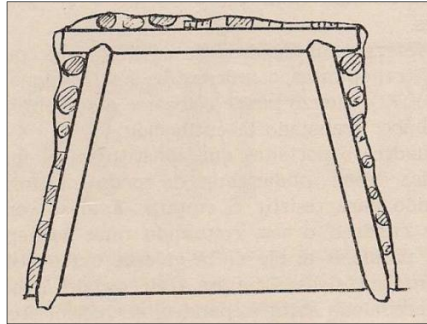


Figura N 19. **Constitución de La Portada.**

Fuente De La Cuadra (1964)

Otro modelo es **El Cuadro**; es una modalidad de la portada pero constituida por cuatro maderas, como se puede observar en la Figura N° 20, configuradas exactamente igual que la anterior, pero una cuarta ubicada en el piso de la galería, esta cuarta pieza es llamada solera, no es corriente su utilización y se suele llamar cuadros a las portadas de extensión.

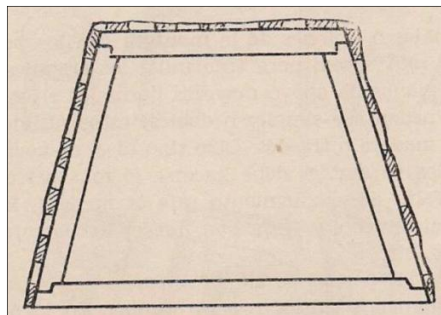


Figura N° 20. **Constitución del Cuadro.**

Fuente: De La Cuadra (1964)

La portada es una estructura articulada en los dos ensambles y en las bases por peones, dependiendo de la dirección que lleven los empujes, el trabajo será de flexión o de pandeo. Los peones pueden adoptar posiciones completamente verticales, pero normalmente se encuentran inclinados.

Los ensambles o uniones de la montera con los peones, transmiten los empujes y se labran con los planos de apoyo mayores normales a los empujes principales. La labra de los ensambles debe hacerse lo más perfectamente posible, pues al no acoplar correctamente esta se rajara. Algunos ensambles se pueden observar en la Figura N° 21. El cuadro debe ajustar completamente al terreno, si quedan huecos en el terreno

deben ser rellenados con cuñas, rollizos, etc. Los pies de los peones deben ser alojados en huecos abiertos en el piso de la galería. Para el reforzamiento de la entibación, se pueden colocar puntales, tornapuntas o una entibación poligonal, este refuerzo puede ser colocado antes o después de la entibación.

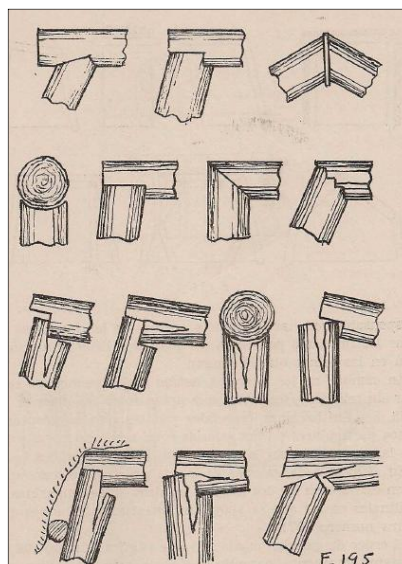


Figura N° 21. **Ensamblajes y Rupturas de la madera.**

Fuente De La Cuadra (1964)

Los cuadros o portadas que forman la entibación de las galerías deben solidarizarse de modo que formen un conjunto unido para soportar el empuje. Esto se consigue acodalando los cuadros, o sea, colocando unas tornapuntas cortas paralelas al eje de la galería, entre peón y peón de dos cuadros sucesivos. El número de codales a utilizar dependerá del empuje, este evita el pandeo, el vuelco, los codales son rollizos de unos 10 centímetros de diámetro.

Para evitar la caída de trazos sueltos de rocas entre los cuadros, se emplea el revestimiento, que se coloca entre el conjunto de cuadros y codales en el terreno formando forros o un encofrado protector. Cuando hay huecos mayores se rellenan con piedras y a veces se hace un revestimiento hermético de tablas. Es indispensable realizar el relleno de los huecos que puedan existir en las monteras para evitar los impactos por caídas de piedras y la posible acumulación de grisú en las minas en que

pueda existir. Detrás de los peones no se realiza relleno para evitar para evitar sobrecargarlos de peso.

En puntos particulares dentro de la galería, en terrenos falsos se adoptan **entibaciones especiales**, se combinan las maderas con otros materiales. Es recomendable colocar en el avance de la galería apoyado en los dos últimos cuadros, unas varas longitudinales en las cuales se apoyara un revestimiento de seguridad, tal como se observa en la Figura N° 22.

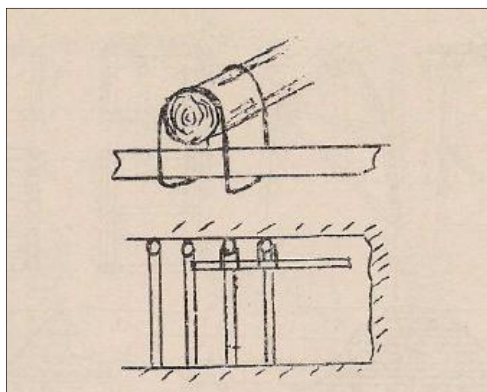


Figura N° 22. **Sistema de Apoyo Longitudinal.**

Fuente De La Cuadra (1964)

En los cruces de galerías, se colocan por el sistema de puente o con sistemas asturiano de envaralada, una entibación sobre otras, se coloca una pieza de gran diámetro en cada esquina, sobre la que se labran dos ajustes para las monteras de las dos galerías. Lo cual se puede observar claramente en la Figura N° 23

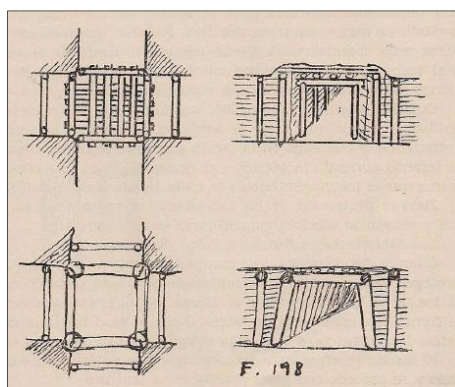


Figura N° 23. **Sistema de puentes en cruces de galerías.**

Fuente: De La Cuadra (1964)

En la entibación de hundimientos en bóveda o quiebras, se parte del último cuadro sano y se rellena la bóveda con rollizos en camadas alternativas formando un castillete de apuntalamiento de la bóveda. Otra entibación especial es llamada de avance o franqueo con tablestacas, utilizada para atravesar terrenos muy falsos, para esta labor es necesaria la utilización de mineros especializados en el área. Este método tiene por objeto contener el techo y los costados con anterioridad al arranque, para avanzar protegidos por la entibación. Consiste en hincar, a partir de una entibación solida, una serie de agujas o tablestacas, de sección rectangular y biselada en la punta para que penetren bien en el terreno que el mismo empuje de la cuña tienda a abrir el hueco. Bajo la protección de las tablestacas se va sacando la tierra y colocando cuadros cuando haya huecos para ellos. Las tablestacas se hincan a golpe de maza (Figura N° 24)

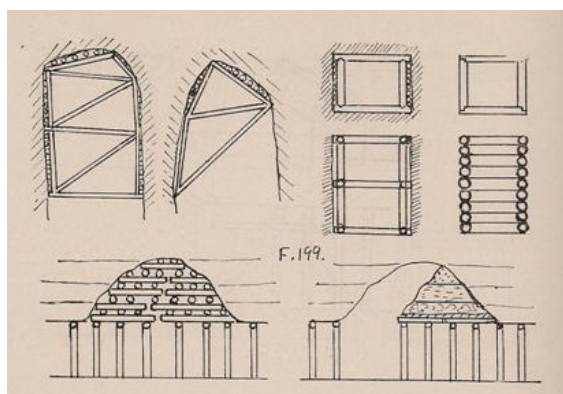


Figura N° 24 **Entibación por Hundimiento.**

Fuente: De La Cuadra (1964)

Cuando el terreno se encuentra completamente suelto, hay que realzar protección para todo el perímetro, empleando cuadros completos.

La entibación de explotaciones con madera se puede clasificar como simple y compuesta, la primera de estas solo es empleada con hastiales muy firmes, para servir de aviso o algún desprendimiento de material que pueda ocurrir, se hace con maderos a los que se le coloca en la parte superior un galápago y unas tablas en las cuales se reparta el empuje y las cuales no se claven en el terreno. La aplicación de la madera va siendo utilizada solo en capas levantadas, pues en las zonas donde exista una pendiente es recomendable la utilización de fortificación metálica.

La entibación compuesta, puede ser llevada a cabo con cuadros en las propias capas y en explotaciones en frente. Carreras formadas por un armazón, que se adosa al techo y tres o cuatro mampostas en las que se apoya, este tipo de entibación se aplica en capas inclinadas y verticales, se colocan formando líneas paralelas al frente, ubicándose a un (1) metro de distancia entre ellos. Este tipo de entibación se adapta a diferentes métodos de explotación, solo existiendo una variación en la posición (paralela, vertical y horizontal con relación a la pendiente) además, del tamaño y numero de mampostas. Para que esta sea mas resistente se acodalan las filas entre si. Sostenimiento con llaves de madera: pueden utilizarse como sostenimiento de borde o como sostenimiento complementario. Es muy común su utilización en los bordes donde sufren grandes deformaciones, absorbiendo una parte importante de las presiones generadas. Debido a la rigidez que presentan las llaves de madera, son muy utilizadas como sostenimiento principal

4.17.2 Sostenimiento metálico

El sostenimiento empleando metal se ha aplicado durante muchos años, debido a sus ventajas de no arder ni pudrirse, su diseño puede ser cuadros trapezoidales, reproducción de la portada de madera; la montera enlaza con los peones por medio de una pieza especial. En la Figura N° 25 se puede observar una portada metálica, con las mismas características que poseen las de madera, claro variando en las condiciones que requiera el metal utilizado para su elaboración.

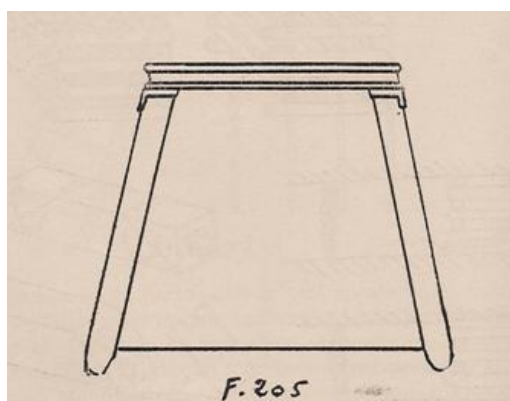


Figura N° 25. **Sostenimiento Metálico.**

Fuente: De La Cuadra (1964).

Entre los sostenimientos metálicos conocidos se traen a acotación los siguientes: **Los Arcos Clement** están formados por dos ramas de pletina de sección 40 x 30 milímetros, que se unen en la clave por una terminación en forma de cola de pescado. Este tipo de sostenimiento puede sufrir fuertes deformaciones por ello es poco empleado, este modelo se puede apreciar en la Figura N° 26.

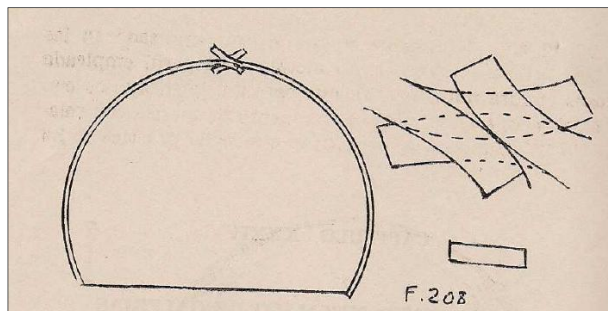


Figura N° 26. **Arcos Clement.**

Fuente De La Cuadra (1964)

Arcos Rígidos: que pueden ser de dos o tres piezas y formas de medio punto, emplean perfiles en forma de carril, con las secciones adaptadas a las presiones que puedan soportar.(Figura27)

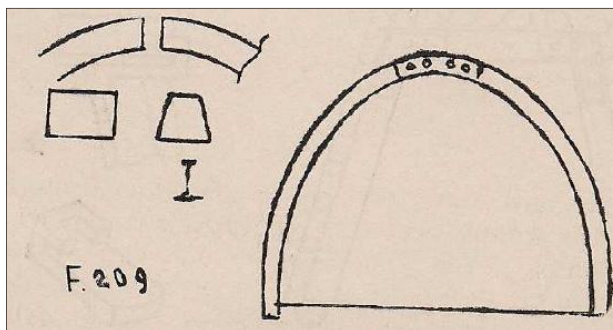


Figura N° 27. **Arcos Rígidos.**

Fuente De La Cuadra (1964)

Todos estos arcos, así como los de madera, se enlazan entre si por medio de codales, tarranchas o tresillones, para hacerlos solidarios. Estos son normalmente de madera, pero también se emplean metálicos. Se realiza el revestimiento del espacio entre cuadros para evitar la caída de las piedras. Esto se hace con bastones, ranchones y costeros de madera o con chapas metálicas, tela metálica.

Arco Deformable, con este tipo de sostenimiento el perfil empleado es el zorés, que permiten desenchajarlos con facilidad al recuperarlos, posee un momento de inercia con respecto al eje Y, superior al de X, pero manteniendo el momento en el eje X, suficientemente elevado, para que el arco no sufra pandeo en su propio plano antes de que actúe el deslizamiento relativo del arco. Este arco consiste en tres o mas segmentos que deslizan entre si, sujetos y apretados, con unos soportes de tornillos dos en cada junta. Es necesario que el ángulo de la sección del perfil sea adecuado para conseguir un rozamiento regular. El ajuste entre las juntas y los soportes regulan la fuerza de frenado por ello debe evitarse colocar los soportes en mala posición, para que al deslizarse no se rompan los perfiles. Este tipo de arco, bien colocado y conducido, puede resistir sin rotura, reduciendo la sección fuertemente. El revestimiento que debe ser colocado entre el arco y el terreno, es fundamental al transmitir las presiones del terreno con la mayor uniformidad posible, los huecos sin el relleno necesario también producen inconvenientes, por ellos deben cumplir con un correcto relleno. la madera es empleada. Se colocan rollizos longitudinalmente igualmente espaciados y se rellenan con piedras sujetas con costeros, los cuadros se acodalan apuntalándolos con rollizos de madera para mantenerlos vertical y solidarios, en la Figura N° 28 se observa los arcos deformables.

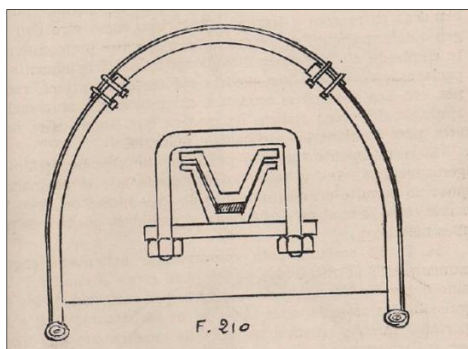


Figura N° 28. **Arco Deformable.**

Fuente De La Cuadra (1964)

El revestimiento metálico puede ser de chapas, perfiles ligeros, rejillas y es menos apropiado que el de madera, debido a que no permite un deslizamiento o ajuste de los sectores del arco tan suave como la madera.

La mampostería se emplea en muros, bóvedas y en revestimiento de coladeros. Los muros pueden ser de parámetros rectos, curvos a ataluzados y se emplean para revestir empujes ligeros de los mismos. Para mayor resistencia se sugiere el empleo de bóvedas y muros completos, se construyen de forma circular de medio punto o de cañón y también con varios arcos de radio distinto con forma pseudoelíptica. Los materiales empleados son naturales o artificiales, los cuales pueden ser piedras o ladrillos. La mampostería mas utilizada es la que se lleva acabo utilizando ladrillos, con poca resistencia a la compresión la cual varía entre 60 a 150 kilogramos por centímetros cuadrados.

Para el revestimiento con hormigón, se debe realizar el encofrado de tablas o cerchas metálicas desarmables, se debe llevara acabo en tramos de 20 metros, el hormigón debe ser vibrado con vibradores de inmersión, el espesor recomendado es de aproximadamente 40 centímetros, de igual manera estos se pueden realizar elásticos permitiendo que perdure mas su resistencia ante las presiones ejercidas por el terreno. Se debe realizar le relleno de los huecos que se encuentren en el área a llevar a cabo el encofrado, para estos se debe realizar un relleno con áridos y luego realizando una inyección de lechada de cemento se consigue una obra mas unida y compacta.

La gunita o cemento-gun: es empleada formando una capa de cemento sobre la superficie de la galería, cuya finalidad es aislar la roca para evitar que se meteorice, por lo general basta con ello para mantener intacta la galería en roca. Esta capa es de aproximadamente de 2 a 7 milímetros y se proyecta de 0,5 a 2 metros cúbicos de mortero por hora.

Fortificación con bulones o anclaje, es un sistema de sostenimiento el cual consiste en colocar en los hastiales de una galería varillas de acero para reforzar las rocas que tienden a caer. Esto se consigue evitando que el primer estrato, que se encuentra encima de la galería se separe de los demás flexando como una viga empotrada, para ello se cose con unos bulones especiales los estratos superiores. Estos bulones especiales son unas varillas de acero de una longitud aproximada de 1 a 3 metros, que son colocados en barrenos realizados en el techo de la galería, son fijados en el techo mediante un sistema de anclaje que lleva en su extremo. En el otro extremo que

quedará fuera del barreno, es colocada una placa atornillada que reparte la presión y aguanta mejor la caída del terreno. Este sistema es ideal para explotaciones de carbón, ya que son rápidos de colocar, no son obstaculizadores para llevar a cabo las labores de transporte y ventilación. Existen dos tipos de bulones, los cuales son de cuña y de expansión.

El bulón de cuña, posee una longitud de 22 a 30 milímetros de diámetro y de 0,5 a 2 metros de largo, con una hendidura diametral en la punta, en la cual se coloca una cuña de acero.

Inicialmente se debe realizar el barreno con una holgura de 4 a 6 milímetros de diámetro de la varilla, se introduce la varilla con la cuña y se remacha con un martillo neumático, la cuña al penetrar abre los labios se ancla en el terreno. El extremo que sobresale del barreno se rosca y se coloca una tuerca que apriete, entre dicha rosca y el terreno se coloca una placa de 200x100x10 milímetros. En los techos que presentan complicaciones se debe cubrir el hastial o techo que se bulona con una tela metálica que enlaza los bulones.

El bulón de expansión; consiste en una varilla roscada en el extremo que penetra el barreno, lleva dos piezas que se desplazan relativamente al girar la varilla, expandiéndose así y anclándose en el terreno. Para lograr esto una de las piezas es movida hacia el fondo al girar el tornillo, mientras que la otra queda fija resbalando una respecto a la otra mediante planos inclinados. La colocación es muy parecida al del bulón de cuña solo que no es necesario remachar, si no que luego de introducida en el barreno, es girada con una llave para la tuerca, con un mango largo el cual debe de realizarse enérgicamente.

Según Rafael Juárez (2003) en la minería subterránea de carbón se debe incluir en el sostenimiento el conjunto de elementos y procedimientos que permiten controlar y mantener las excavaciones llevadas a cabo para los avances de la mina, garantizando la seguridad del personal que trabaje y circule en estas áreas, además de los servicios de apoyo y equipos que por ellas transiten.

El sostenimiento no debe soportar el peso de todos los estratos que se encuentran por encima de la excavación, si no de una parte por lo general la que se encuentra más inferior a todos los estratos. La entibación se diseña para soportar el peso de los estratos más próximos los cuales puedan desprenderse y obstruir el área de la excavación o proporcione una presión que equilibre la que genera el contorno de la excavación. En la actualidad existen muchos tipos de sostenimientos que son muy empleados y a su vez existe formulas que permiten determinar la presión máxima que el sostenimiento debe soportar.

Se pueden clasificar según su aplicación o funcionalidad en dos grandes grupos: sostenimiento principal y sostenimiento secundario.

El sostenimiento principal es el llevado a cabo para soportar o contrarrestar las presiones del techo, impidiendo así el colapso del mismo o generar hundimientos importantes y es el que en realidad controla la estabilidad de la galería principal.

El sostenimiento secundario es aquel utilizado en áreas combinado con el sostenimiento principal en puntos clave u operaciones donde exista el riesgo de inestabilidad o se prevea la caída de bloques o desprendimiento de material.

Entre los sistemas de sostenimiento más utilizados en la actualidad podemos destacar los siguientes:

4.18 Sostenimiento Hidráulico

4.18.1 Estemple o mampostería individual

Los estemples individuales se pueden utilizar como elemento de sostenimiento principal o secundario, combinados con llaves de madera, entibación autodesplazable o cualquier otro tipo de sostenimiento.

4.18.2 Estemples de Fricción

Los estemples de fricción están formados por dos elementos metálicos, que ofrecen resistencias al desplazamiento por fricción y que se ajustan a la altura de la excavación mediante la unión de su enlace las cuales pueden ser abrazaderas, cuñas entre otras.

Según Rafael Juárez (2003) Estos pueden adaptarse a la potencia de la capa en el frente y adsorber la convergencia de los hastiales en la explotación soportando esfuerzos 10 a 12 toneladas aproximadamente en caso de realizarse acañamientos simples. Para mejorar este tipo de estemples se suele utilizar superficies de fricción simple, múltiples juegos de cuña.

4.18.3 Estemples Hidráulicos

Los estemples hidráulicos individuales constan de un elemento resistente cilíndrico (vástago) que se desliza dentro de una camisa, siendo soportado dentro de esta por una emulsión de agua y aceite. Para su funcionamiento requiere de una bomba individual o mediante una bomba colectiva, posibilitando la entrada de la emulsión a presión en el interior del estemple para su carga. Cuando la presión del techo aumenta el estemple tiende a cerrarse y aumenta la presión del aceite en su interior respondiendo a las solicitaciones, hasta alcanzar el valor de la tara de la valvular, en la cual se habrá desprendiendo una pequeña cantidad de aceite. En ese momento el vástago bajaría y el terreno podría deformarse, liberando parte de la tensión soportada adoptando un nuevo equilibrio. Es importante saber que son sostenimientos activos, que pueden soportar cargas solamente entregando presión al sistema.

Una de las características importante de este sistema de sostenimiento es su fácil instalación además, de la capacidad de regular las presiones sobre el techo. En capas de potencia variable es necesario escoger estemples con una longitud que permita extenderlo hasta la máxima potencia de la capa. Teniendo presente que su máxima extensión puede alcanzar los 30 centímetros de potencia máxima que este previsto explotar. Se debe tener presente que el vástago no debe ser llevado a su límite de posición de carrera para asegurar su optimo funcionamiento, estabilidad y resistencia al pandeo. Por otra parte la altura mínima del conjunto recogido no debe superar los 20 centímetros a la potencia, evitando así que los estemples trabajen rígidos a las primeras convergencias y por supuesto su correcta colocación. En la Figura N° 29 se muestra un sostenimiento Hidráulico tipo Salzgitte instalado dentro de una mina de carbón.



Figura N° 29. **Sostenimiento Hidráulico Instalado en Mina de Carbón ñEstemple Tipo Salzgitteò.**

Fuente: Juarez (2003)

4.18.4 Entibación autodesplazable

Es aplicada a sostenimientos principales, consta de una entibación que se desplaza de forma autónoma y paralelamente. Entre las características más resaltantes de este tipo de entibación cabe destacar las siguientes; ideal para soportar las cargas verticales, resiste o equilibra bien los movimientos laterales de los estratos, protege las excavaciones de la invasión del relleno y de las rocas, además de ser capaz de avanzar autónomamente combinando la acción de los cilindros hidráulicos. Garantiza además, la circulación segura del personal y un espacio útil para el desarrollo de las labores mineras, aunque la desventaja que presenta es que posee poca flexibilidad ante la variación de potencias en capas.

Al agrupar las entibaciones autodesplazable, según su tipo de accionamiento y su tipo de construcción se encuentran varias clasificaciones que se presentan a continuación. En la Figura N° 30 se puede observar las entibaciones desplazables instaladas dentro de una mina de carbón.



Figura N° 30. **Entibación autodesplazable.**

Fuente: Juarez (2003)

- **Pilas-Cuadros:** consta de una serie de estemples hidráulicos unidos a una base o a un bastidor, comunes a todos ellos y de dos juegos distintos conectados a un cilindro de traslación, su capacidad de avance no depende del transportador blindado del frente.
- **Pilas-Bloques:** un bloque está formado por un conjunto de estemples hidráulicos, cuatro o seis estemples, unidos a una base o un bastidor. Su avance se realiza mediante un cilindro de doble efecto que une la base del bloque al transportador blindado (Figura 31)



Figura N° 31. **Entibación Autodesplazable Tipo Bloque.** Fuente :Juarez (2003)

Escudos: este consta de una placa cuyo extremo superior va articulado a un bastidor que se apoya contra el techo. Mientras que el extremo inferior se une por medio de una rotula a la base. El bastidor se une a la base por estemples hidráulicos.

En el mercado existen distintos tipos de escudos, entre los más utilizados esta el lemniscata, muy útil para el control del techo, ya que mantiene el techo sostenido constantemente en el frente de arranque ya que el extremo del bastidor sube y baja casi verticalmente.

- **Bloques-Escudos:** este sostenimiento reúne las ventajas de los escudos de dos estemples y de los bloques de cuatro estemples (Figura N° 32)



Figura N° 32. **Entibación Autodesplazable tipo Bloque-Escudo.** Fuente: Juarez (2003)

4.19 Distribución de tensiones alrededor de excavaciones subterráneas. ITGE (1988)

Al llevarse a cabo una excavación subterránea se altera el estado tensional natural de la roca, creándose unos picos de tensión en el macizo rocoso.

Es de suma importancia conocer la distribución de las tensiones en el macizo rocoso luego de realizada la excavación, ya que si la roca excavada es capaz de resistir, manteniéndose dentro del dominio elástico, el pico de presión creado podrá ser auto-estable. Si en cambio, la roca excavada no es capaz de soportar el pico de presión, se romperá; pasando al dominio plástico y para garantizar la estabilidad de la excavación será necesario colocar algún tipo de sostenimiento.

Como se dijo anteriormente si el macizo es capaz de soportar el pico de presión generada al excavar la galería, no será necesario la colocación de sostenimiento, en ese caso la deformación en el perímetro de la excavación será muy pequeña ya que correspondería a la deformación elástica del terreno que normalmente es inferior al 1%, es decir que una excavación de 10 m de ancho experimentará una convergencia entre parámetros inferior a 10 cm si el terreno se comporta elásticamente.

Existe un problema importante que se concreta en saber qué criterio hay que utilizar para determinar si un macizo rocoso es capaz de soportar un determinado pico de presión.

Uno de los criterios de rotura más utilizados es el de Mohr-Coulomb que está definido por la ecuación (19)

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_3 \cdot \tan \phi \quad (19)$$

Donde

τ_c = Tensión de corte máxima que admite la roca

c = Cohesión

σ = Tensión normal que actúa sobre la superficie de corte

ϕ = Ángulo de rozamiento interno.

4.20 Criterio de Coulomb

El criterio de Coulomb propuesto en el año de 1773, tiene el propósito de proveer el estado de sollicitaciones para determinar la rotura de la roca con un comportamiento frágil. Este criterio también es aplicado como condición de plasticidad para rocas cuyo comportamiento es dúctil. Este criterio es generalmente descrito sin ninguna formulación teórica, es decir, no se establece ningún mecanismo teórico que sea base de la rotura de la roca.

El autor asegura que la rotura de la roca se produce a lo largo de un plano, en el cual el esfuerzo de corte es contrarrestado por dos acciones, una debido a la cohesión y la otra a la fricción.

4.21 Análisis de las cargas sobre los sostenimientos. Perry (1999)

Un elemento de terreno en el subsuelo lejos de cualquier excavación o vacío está sujeto, en primera instancia, sin incluir el efecto geotectónico, a una presión vertical dada por el producto del peso unitario medio de los terrenos suprayacentes por la profundidad a la cual se encuentra el elemento considerado, llamada presión litoestática. Tal presión determina una expansión lateral del elemento de terreno, función de sus características mecánicas de deformabilidad, si éste no estuviese confinado. Sin embargo debido a que el terreno, circundante impide dicha expansión, se determinará en su lugar una presión sobre las superficies laterales del elemento (empuje lateral), proporcional a la presión vertical según un coeficiente de reposo.

En tales condiciones de sollicitación estado de compresión triaxial, no se verifican fenómenos de ruptura, cualquiera que sea el valor de la presión litoestática, con el que el empuje lateral sea suficientemente grande para garantizar la estabilidad y, dado que este empuje aumenta proporcionalmente a la presión litoestática hasta justamente

lograr valores necesarios para evitar la deformación lateral, la estabilidad de un elemento de terreno en el subsuelo, lejos de todo vacío, esta siempre asegurada.

La creación de un vacío en un determinado punto y profundidad del subsuelo desfavorablemente a la estabilidad, modifica el estado circundante a la excavación, producto de dos diferentes ordenes de fenómenos:

1. La eliminación de cierto volumen de terreno determina que la carga vertical, inicialmente soportada por el mismo, se transfiera al terreno adyacente que ha quedado en el sitio. En otras palabras se verifica una concentración de esfuerzos que puede ser muy grande de 2 a 3 y más veces la presión litoestática original.
2. Una eliminación del impedimento lateral contra la expansión de terreno hace que este alrededor de la excavación, ya ni esté sujeto a compresión triaxial y sea libre de deformarse y si los esfuerzos son suficientemente elevados para romperse.

4.22 Principales teorías empíricas

A nivel de las teorías empíricas, se pueden citar algunos autores que han aportado importantes avances en cuanto a los empujes de tierras, desde el año de 1866 con su tratado de *Estática Grafica* Culman, analiza el tema de los empujes de las tierras, llegando a concluir que ñlos empujes máximos se desarrollan sobre el techo del vértice del túnel y su valor depende, además de la altura del recubrimiento también de la cohesión del terreno, luego también llega a la conclusión que para terrenos incoherentes o poco cohesivos, a partir de cierta profundidad sería prácticamente imposible sostener un túnelò. Luego Heim (1878) expone entre otras cosas que ñel empuje de la montaña no es otra cosa que el efecto producido por la gravedad en las masas que la constituyen y la presión natural en el subsuelo, a profundidades elevadas, actúa en todas direcciones (hidrostáticamente). En general las presiones en el subsuelo aumentan proporcionalmente con las profundidad y las masas que circundan una excavación intentaran penetrar en el vacío con mayor intensidad a profundidades elevadas, una vez que haya sido eliminada toda resistencia pasiva a lo largo de la superficie de excavaciónò.

Por otro lado Ritter (1879), en contraposición con Culman, indica que la presión actuante sobre el techo de un túnel es completamente independiente con la profundidad. La carga total es igual al peso (G) de un volumen de terreno de sección parabólica suprayacentes a la excavación, disminuido por la resistencia (C) de una cohesión o resistencia del terreno a la tracción actuante verticalmente y a lo largo de la superficie generada por una parábola.

Ya en el siglo XX, Willman (1911), amplía y sostiene la teoría del geólogo Heim, sustentándola con bases más científicas. Sostiene que el estrato del subsuelo en el que se abre la excavación en condiciones naturales está sujeto a deformaciones elásticas debido a las cargas de compresión que le han transmitido los estratos superiores durante el proceso de formación geológica. Además a esto agrega el trabajo gastado para comprimir el material habrá quedado acumulado en este terreno y se libera cuando por circunstancias especiales se elimina la contención debido a esto se producen deformaciones, en particular dilataciones, en todo un cuerpo circundante a la excavación, aislado del macizo que lo engloba, en este cuerpo las tensiones internas se reducen al igual que la cohesión, hasta poderse anular, quedando un material sujeto a la gravedad. Este cuerpo aislado, finalmente produce el empuje de la montaña sobre el eventual revestimiento del túnel.

Para 1912 Kemmerell, coincide que las cargas sobre el sostenimiento de los túneles no son directamente proporcionales al recubrimiento. En esta teoría se enfatiza la importancia de la influencia que sobre el valor de las cargas tienen las deformaciones de las estructuras del revestimiento. Además, se observa que la deflexión o asentamiento del soporte son representativos del desplazamiento de la masa del terreno, con el aflojamiento hasta una cierta altura por encima del soporte.

Bierbaumer (1913), mantiene en ciertos aspectos los principios de Culman la relación directa entre las cargas sobre el sostenimiento y la profundidad en que se excava el túnel.

Terzaghi (1936), hace referencia a la teoría del efecto arco y trata de la distribución de los esfuerzos en un soporte horizontal de un medio arenoso que desciende

cediendo de su posición original. Este efecto lo define como el fenómeno que controla la transferencia de esfuerzos alrededor de una estructura en contacto con el terreno, debido a la diferencia entre las propiedades de deformación de la estructura y el terreno. Terzaghi completo su teoría llevando a cabo una serie de ensayos experimentales de arqueamiento en arenas, y de estos resultados determino, entre otros, que el descenso del soporte horizontal no afectaba el estado de esfuerzos en la arenas mas allá que el soporte mismo.

Luego para 1941 Terzaghi extendió la teoría del efecto arco al problema específico de las cargas sobre el soporte de un túnel, simulando las condiciones de soporte no rígido en las paredes verticales del túnel mediante el concepto de cuña de deslizamiento que se mueve hacia abajo y hacia el vacío y explicando de tal manera, como la anchura efectiva del terreno incrementa con respecto al ancho real del túnel. En cuanto a la carga vertical sobre el soporte del techo, Terzaghi observa que las mismas dependen de las deformaciones permitidas por el soporte al terreno contenido dentro de la zona arqueada. Tal carga es equivalente al peso de un volumen de terreno cuya altura es función de las dimensiones del túnel y de la naturaleza geomecánicas del terreno.

Protodyakonov (1960), presentó su teoría igualmente fundamentada sobre el efecto arco, la carga actuante sobre el techo del túnel es la del peso de una porción de terreno contenida dentro de una parábola, mientras que el terreno circundante externo se autosostiene gracias al desarrollo de un efecto arco.

Whickham (1972), introdujo un nuevo concepto metodológico para la clasificación del macizo rocoso con fines ingenieriles, basándose en la idea de cuantificar aquellos parámetros geológicos naturales y que de manera forzosamente cualitativa ya habían sido utilizados hasta entonces para la ingeniería de túneles.

Introduciendo un índice numérico denominado *ñRSRò* (*Rock Structure Rating*) la cual toma en cuenta las siguientes características.

- Génesis y estructura geológica (parámetro A)
- Distribución de las siguientes discontinuidades (parámetro B)

- Factor hidrológico (parámetro C)

Estos tres parámetros no son considerados de manera separada, sino teniendo en cuenta las influencias reciprocas. El RSR de un túnel, el cual está comprendido entre 19 y 100, en una cierta sección, se obtiene sumando los valores numéricos determinados para cada uno de los tres parámetros.

Whickham confeccionó también una tabla numérica en la que reporta los valores de las cargas verticales (σ_v) a esperar sobre el techo del túnel, en función del valor del RSR propio de una sección geomecánicas dada y según el ancho del túnel en la misma. Los cálculos llevados a cabo para la elaboración de dicha tabla se basó en la misma teoría de Terzaghi.

Bieniawski (1973), perfeccionó en su momento las ideas básicas de cuantificar y de manera objetiva la clasificación geomecánicas de un macizo rocoso.

De igual manera define un nuevo índice numérico denominado $\tilde{n}RMR$ (*Rock Mass Rating*), para tal cuantificación numérica de la calidad mecánica del macizo rocoso.

Para la clasificación de Bieniawski, se definen seis características básicas, que en su conjunto abarcan las propiedades que en forma más dominante afectan y controlan el comportamiento geomecánico del macizo rocoso frente a la acción de apertura de un túnel.

- ✓ Compresión uniaxial de la roca intacta
- ✓ RQD (*Rock Quality Designation*)
- ✓ Espaciamiento de las discordancias
- ✓ Condición de las discontinuidades
- ✓ Condiciones hidrológicas
- ✓ Orientación de las discontinuidades

Para cada uno de estos seis parámetros distribuidos en cinco rangos posibles, se asigna una puntuación numérica al macizo rocoso y el RMR será la suma de estas puntuaciones y su valor (variable entre 0 y 100) define una clase del macizo entre 5 posibilidades, las cuales se pueden determinar utilizando el Anexo N°6-B

Es importante notar que mediante este procedimiento se asignan diferentes pesos a los parámetros considerados, debido a que los valores numéricos varían en cada caso para los mismos cinco rangos previstos.

El sexto factor es tratado como un factor correctivo y depende de la orientación de las discontinuidades, de acuerdo al proyecto en específico.

Una nueva evolución de la misma metodología de clasificación de los macizos es presentada por Barton y otros (1974), fundamentadas en bases cuantificadas y aceptablemente objetivas, introduciendo el parámetro Q (*Rock Mass Quality*), relacionado y luego relacionable con las cargas a sostener, en la excavación del túnel. El rango de valores de Q se ubica entre 0,001 a 1,000, y su valor numérico en cada caso se define mediante la combinación algebraica de seis parámetros fundamentales que son determinados utilizando la Anexo N°-B, cada uno con un rango de variabilidad proporcional a su influencia estimada sobre la calidad geomecánica del macizo rocoso. Estos parámetros son numerados y descritos a continuación:

- ✓ *Rock Quality Designation* (RQD)
- ✓ Índice de Diaclasado (J_n)
- ✓ Índice de Rugosidad (J_r)
- ✓ Índice de Alteración (J_a)
- ✓ Coeficiente Hidrológico (J_w)
- ✓ Factor de Reducción (SRF)

Estos factores se determinan utilizando la tabla N° 20.

Para la determinación de Q (*Rock Mass Quality, RMS*), se utiliza la Ecuación N° 20 que a continuación se presenta

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF} \quad (20)$$

Es importante tomar en cuenta las siguientes acotaciones, al momento de determinar de Q (*Rock Mass Quality, RMS*) ya que con ellas se obtendrán valores más exactos y fáciles de analizar.

- Rock Quality Designation (RQD): en el caso de que el RQD sea menor de 10, para el cálculo de Q se toma $RQD = 10$. Cuando no se cuente con las muestras de perforaciones rotatorias, el RQD se podrá estimar partiendo del número de discontinuidades por metro cúbico de volumen del macizo rocoso
- Índice de Diaclasado (J_n): en aquellas zonas donde exista la intercepción de dos túneles o galerías, debe usarse $3 J_n$ y para los portales $2 J_n$. Cuando se encuentra un macizo estratificado o foliado, para realizar la evaluación de J_n estas discontinuidades se contarán como sistemas definidos cuando son muy marcadas o de lo contrario como discontinuidades ocasionales.
- Índice de Rugosidad (J_r): debe aumentarse de una unidad su valor si el espaciamiento entre las discontinuidades del sistema principal es mayor a 3 metros.
- Coeficiente Hidrológico (J_w): no se toma en cuenta la eventual formación de hielo y se recomienda aumentar los valores de J_w en los últimos cuatro casos, cuando sean previstas obras de drenaje.
- Factor de Reducción (SRF): para la determinación de este parámetro en el caso de rocas con discontinuidades aisladas y limpias, es decir, sin relleno de materiales finos, en el grupo de rocas competentes, intervienen los valores de las relaciones C_o/σ_1 ó T_o/σ_1 y σ_1/σ_3 , donde C_o las resistencias a compresión simple, T_o la resistencia a tracción simple, σ_1 y σ_3 los esfuerzos principales máximos y mínimos de la roca en sitio.

Cuando los campos de sollicitaciones son muy anisótropos ($5 < \frac{\sigma_1}{\sigma_3}$) y desfavorables, se recomienda reducir C_o y T_o al 80% de sus valores y si ($\sigma_1/\sigma_3 > 10$), al 60% de sus valores.

Para los casos correspondientes a las zonas débiles, se recomienda reducir del (25% - 50%) el SRF si las rocas débiles o las fracturas influyen pero sin interceptar directamente la excavación.

Para rocas competentes y pequeña cobertura, si la profundidad del techo es menor que el ancho de la sección, se recomienda tomar $SRF=5$.

En forma empírica con la Ecuación N° 21, se realiza la evaluación de las tensiones que ejercerá el terreno sobre el sistema de sostenimiento que será utilizado en la mina.

$$\sigma_v = \frac{2}{3} \frac{J_n^2}{J_r} Q^{-1} \quad (21)$$

Cuando la cantidad de sistemas de discontinuidades es igual o superior a 3 se utilizara la Ecuación N° 22

$$\sigma_v = \frac{2Q^{-1}}{J_r} \quad (22)$$

Luego de determinar los índices numéricos RMR (*Rock Mass Rating*) y Q (*Rock Mass Quality*), se procede entrar con estos valores en los gráficos que se presentan en el Anexo N°6-C, con la cual se determina la condición en la cual el terreno se encuentra, es decir, malo, regular o bueno en estructura.

Hoek (1994), publicó en el noticiero internacional de mecánica de rocas, el artículo *Strength of Rock and Rock Masses* con el cual introduce un nuevo índice de calidad geomecánico para los macizos rocosos el cual definió como *Geological Strength Index*, donde el rango numérico de este se encuentra ubicado entre 0 y 100, este índice se basa en la identificación y clasificación en campo de dos características físico-mecánicas de un macizo rocoso, la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades presentes.

Se recomienda hacer referencia a rangos numéricos y no a un único valor de GSI. Cuando en campo no se pudo realizar una apreciación directa se recomienda y solo se tenga para macizos rocosos caracterizados por un $GSI < 25$, además de estimar el RMR de la clasificación de Bieniawski y depurándolo del factor de orientación de las discontinuidades, también se estime un índice de GSI a partir del índice de Barton, depurándolo del factor de tensión SRF, asignando 1 al parámetro del agua (J_w),

obteniéndose luego de acuerdo con la correlación ya existente Q y RMR GSI= 9 lg Q´+ 44.

4.23 Ventilación. Camargo (1994)

La ventilación de las minas es el suministro regulado de aire fresco a las labores de minería.

La ventilación de las minas abarca, tres áreas importantes, la primera se refiere al estudio y vigilancia de la calidad del aire; la segunda al caudal y movimiento del mismo, y tercero el clima de la atmósfera de mina. Entre los objetivos de la ventilación de minas se puede destacar: suministrar al ser humano que está en el interior de la mina, el aire necesario para respirar y para la combustión de las lámparas. Diluir hasta hacer inofensivos los gases asfícticos, tóxicos o inflamables y arrastrarlos fuera de la mina. Disminuir la temperatura en las minas calientes que están a grandes profundidades, además de luchar contra las influencias perjudiciales de corrientes de ventilación húmeda y caliente.

La ventilación dentro de las minas puede ser de manera natural, haciendo desplazar el aire a lo largo de las galerías y frentes de trabajo; también puede ser de forma mecanizada, utilizando equipos diseñados para estos trabajos.

La ventilación natural es el flujo de aire fresco que llega al interior de la mina de manera natural sin necesidad de utilizar equipos especializados, teniendo en cuenta que en galerías horizontales o labores de desarrollo en un plano horizontal no se produce movimiento de aire. En minas de gran profundidad, la dirección y el movimiento del flujo de aire, se produce debido a varias razones tales como; diferencia de presiones, entre entrada y salida, diferencia de temperaturas durante estaciones.

La ventilación mecánica está compuesta de un ventilador y un conjunto de ductos conectados (vía subterránea), a una densidad dada del aire, para la cual el aparato opera a una velocidad constante (Camargo 1994). Para ello se emplean circuito de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado.

La ventilación mecánica tiene por objetivo, mantener en las galerías en desarrollo un ambiente adecuado para llevar a cabo las labores por los mineros y los equipos mecánicos, conservando los niveles de contaminación controlado, y con una alimentación de aire fresco suficiente para cubrir los requerimientos de las maquinarias utilizadas en el desarrollo y la preparación de las nuevas labores. En la Tabla N° 20, se describe de manera puntual, el objetivo primordial de la ventilación principal y secundaria dentro de una mina subterránea.

Tabla 20 **Función de la ventilación de acuerdo a su jerarquía**

Tipo de Ventilación	Características
Ventilación Principal	Provee de aire la mina, con la utilización de ventiladores que generan la producción de aire necesario para abastecer la mina.
Ventilación Secundaria	Hace llegar de manera forzosa, mediante la utilización de ventiladores secundarios el aire hasta los frentes, se colocan donde la corriente de aire no esté viciado y sea fresca.

Fuente: Camargo (1994)

Atmosfera de mina o ñAireò, es una mezcla de gases existentes en las excavaciones. Cuando es fresco es el adecuado para ser respirado, cuando es viciado no es adecuado para esta función, es considerado toxico por contener gases o polvos que pueden producir enfermedades y explosivo cuando contiene gases o polvos en proporción apropiada para producir explosiones.

El aire de la superficie está compuesto básicamente de 21% de oxígeno y 79% de nitrógeno, pero casi siempre contiene cierto porcentaje de anhídrido carbónico y vapor de agua. El oxígeno al ser expulsado de los pulmones de los seres humanos su porcentaje en composición cambia exhalando una mezcla de 17% de oxígeno, 4% de anhídrido carbónico y 79% de nitrógeno, aunado a esto la putrefacción de la madera del sostenimiento, y la oxidación de los minerales produce más cantidades de este que suelen consumir más oxígeno que la respiración misma. Por otro lado, el nitrógeno se encuentra a veces ocluido en el carbón y en la potasa. Cuando el porcentaje de oxígeno baja del 20%, se considera ñaire viciadoò. Es importante conocer, que

cuando existen lámparas de llama y estas se apagan es por falta de oxígeno, debido a esto el minero puede continuar sus labores, pero su vida comenzaría a peligrar dado que la cantidad de oxígeno presente ya no es el necesario para el correcto funcionamiento de su organismo. El anhídrido carbónico puede formar parte del yacimiento carbonífero, generado del proceso geológico de constitución del carbón el cual se genera en la fase de fermentación carbónica, por lo cual suele abundar en los lignitos.

El óxido de carbono se produce por la oxidación del carbón en las labores donde la ventilación no es la adecuada, en los incendios dentro de la mina, en las explosiones de grisú o de polvo de carbón.

Los gases que se encuentran frecuentemente en mina se muestran a continuación en la Tabla N° 21.

Tabla N° 21 Gases presentes generalmente en mina

Nombre	Densidad del aire=1	Efectos	Propiedades	% autorizado	Reconocimiento
Oxígeno	1,1056	No tóxico	Incoloro, inodoro e insípido	19,50	Llama buena
Nitrógeno	0,9673	Asfixiante	Incoloro, inodoro e insípido	80	Llama pobre
Anhídrido Carbónico	1,5291	Asfixiante	Ácido	5	Llama pobre
Metano	0,5545	Explosivo	Incoloro, inodoro e insípido	0,60	Aureola llama detector
Óxido de Carbono	0,9672	Tóxico	Incoloro, inodoro e insípido	0,01	Detector
Óxidos de Nitrógeno	1,5895	Tóxico	Irritante, rojo y amargo	0,0005	Olor, color y detector
Hidrógeno Sulfurado	1,1912	Tóxico	Huevo podrido incoloro ácido	0,002	Olor
Hidrógeno	0,0694	Tóxico y Explosivo	Incoloro, inodoro e insípido	_____	Detector
Aldehídos	1,17	Tóxico	Irritante ácido	0,001	Olor
Radón	7,665	Radiactivo	Incoloro, inodoro e insípido	10 c/litros	Densidad y detector

Fuente: Apuntes de Ventilación. De La Cuadra (1963)

4.24 Necesidad del aire dentro de las minas para la respiración del personal

En estado de reposo el ser humano realiza unas diez a quince respiraciones por minuto, inhalando y expulsando en este periodo de 5 a 7 litros de aire. Durante la jornada de trabajo, debido al movimiento y las labores del mismo aumenta el número y la intensidad de las respiraciones, en conclusión en buenas condiciones de salud una persona que realice labores activas puede inhalar alrededor de 20 litros por minuto. Durante trabajos particularmente forzados puede subir, la necesidad de aire, por cierto tiempo, hasta 40 litros por minuto. Tal cantidad sería suficiente para la respiración, si

se lograse hacerla llegar siempre como aire fresco hasta los órganos de respiración de un individuo, 1 m³/min bastaría en este caso para veinticinco personas por lo menos.

Sin embargo, como no se puede separar el aire expirado del aire fresco, mezclándose ambos, el aire a suministrar a cada individuo tiene que ser bastante más de los 40 litros. La experiencia ha demostrado que incluso en minas, donde no hay otras razones para el envenenamiento del aire que la expiración del aire gastado, deben ser suministrados por lo menos 750 litros, o sea, $\frac{3}{4}$ m³ por cabeza y minuto, con lo cual se atienden también las lámparas del obrero. Mejor es, desde luego, para la salud y el rendimiento de los trabajadores, suministrar según las mencionadas condiciones de 1 a 2 m³.

4.25 Clima dentro de la mina

El clima dentro de las minas debe ser el adecuado para que se realicen las labores correspondientes, la temperatura juega un papel importante en proporcionar esas condiciones al personal, esta en los frentes de trabajo no debe superar los 27 °C, ya que esta es clasificada como un clima aceptable.

Cuando esta temperatura en algunos lugares de la mina supere este valor o se tenga una temperatura superior a 31°C, solo podrán entrar cuadrillas de salvamento de la mina o de estaciones de apoyo y salvamento minero, para determinar la temperatura efectiva de cada mina se puede realizar mediante la aplicación de la Ecuación N° 23.

$$T_e = 0,7 T_h + 0,3 T_s - V \quad (23)$$

Donde

T_e = Temperatura efectiva (°C)

T_h = Temperatura Húmeda (°C) (temperatura dentro de la mina)

T_s = Temperatura Seca (°C) (Temperatura atmosférica)

V = Velocidad de la corriente de aire (m/seg).

La temperatura efectiva es el efecto climático más adecuado para desarrollar los trabajos internos en la mina. A mayor eficiencia de trabajo (%), mayor debe ser la temperatura efectiva (T_e), es decir que si a una $T_e=28,4\text{ }^{\circ}\text{C}$ la eficiencia alcanzada será de un 80%. En la Tabla N° 22, se muestra el tiempo de permanencia en los frentes de trabajo según el Reglamento de las labores subterráneas Decreto 1335, Artículo 180 (Colombia).

Tabla N°22. **Tiempo de permanencia en los frentes de explotación según la temperatura efectiva**

$T_e\text{ }^{\circ}\text{C}$	Temperatura de Permanencia (Horas)
28	Sin limite
29	Seis (6)
30	Cuatro (4)
31	Dos (2)
32	Cero (0)

Fuente: Camargo (1994).

Máximo entre 7 u 8 horas diarias según el Decreto 1335 Colombia.

4.26 Velocidad del aire de mina

Es importante destacar que la velocidad del aire no debe exceder los 6 metros/seg, esto no se aplica a para chimeneas, bajadas, inclinadas, canales de ventilación, pozos, vías que no sirven para el tránsito de personal. En los frentes de explotación no debe sobrepasar de 4,5 metros/seg.

A una distancia de 30 metros del sitio donde están laborando el personal de un frente ciego debe existir una velocidad mínima de 10 metros/min esto se aplica para frentes de recuperación, preparación y desarrollo de minas (según Reglamento en labores subterráneas, decreto 1335 de 1987 art 30 Colombia).

Según la vía por la cual se dirija la ventilación en mina se tomara en cuanto la velocidad a la que deberá circular el aire esto se puede apreciar en la Tabla N° 23

Tabla 23. **Velocidad según tipo de ventilación**

Tipo de Ventilación	Sitio	Velocidad
Ventilación Principal	Vía con locomotora	1 metro/ seg
	Vía de explotación galería o sobre guía	0,5 metros/seg
Ventilación secundaria	Vías con Carbón	0,3 metros/seg
	Chimeneas, pozos o inclinados. Avanza hacia arriba	0,5 metros/seg
	Bajadas de Pozos	0,2 metros/seg
	Vía Roca	0,2 metros/seg

Fuente: Fuente: Camargo (1994).

Es importante destacar que cuando se habla del volumen de aire dentro de una instalación minera debe tener en cuenta, número de personas dentro de la mina, la elevación msnm, producción diaria, cantidad de gases que se desprende, polvo resultante del arranque de carbón y avance de vías.

4.27 Cantidad y movimiento del aire

Las minas están diseñadas, con una red compleja de excavaciones como lo son las galerías, pozos chimeneas entre otras, de dimensiones y distribuciones variables y a cada una de estas estructuras debe llegar la cantidad de aire necesaria. Pero no es solo el hacer llegar el aire sino que se debe de cumplir con una serie de reglamentos y cálculos para llevar a cabo esta importante tarea.

Para ventilar las labores dentro de una mina es necesario producir una corriente de aire que fluya de un modo ininterrumpido. La mina deberá tener por lo menos una entrada y una salida de aire comunicada con el exterior. Entre estas dos deberá circular la corriente de aire siguiendo los recorridos previamente determinados. La parte de la ventilación comprendida entre la boca de entrada y la zona de explotación se denomina corriente de entrada, y de este punto hasta la salida al exterior, corriente de retorno.

El movimiento del aire, como el de todos los cuerpos, se establece en virtud de una alteración del equilibrio. La corriente de aire fluye, por consiguiente, porque la presión del aire disminuye a lo largo de su recorrido o porque existe una caída de presión, del mismo modo que un río corre a consecuencia de la diferencia de alturas. Si se procura que esta alteración o diferencia de presiones, sea constante en la corriente de ventilación, la misma se mantendrá, ya que el aire tiende constantemente a restablecer esa normalidad.

4.27.1 Ventilación aspirante y soplante

Empleando este procedimiento se alimenta el frente de ataque con aire a través de la tubería de impulsión, de forma que el sucio salga a través del túnel o galería ya perforada. La mayor eficacia de este sistema se consigue reduciendo al mínimo la distancia entre el frente y el difusor de la conducción de ventilación, que debe ser del orden de $10Q$ (m), (Q es el caudal m^3/seg), en galerías de tamaño pequeño y medio en las que son muy grandes será el doble de la dimensión principal de la misma. La alteración del equilibrio necesariamente para el movimiento del aire puede lograrse creando una depresión en la boca de la salida o una sobrepresión en la entrada. En el primer caso se denomina ventilación aspirante, y en el otro, ventilación soplante. En la ventilación aspirante, el ventilador deberá ser colocado en un pozo auxiliar, para producir la depresión, en la salida, y en la ventilación Soplante, para producir la sobrepresión, en la boca de entrada, aunque las exclusas estorbaran mucho, por eso es preferible la ventilación aspirante.

En las minas de carbón se prefiere la ventilación aspirante, la razón de esto se debe a que en general el piso más profundo es el nivel de transporte, dado que la ventilación fluye en sentido ascendente, el aire debe entrar por el pozo más profundo, que es el pozo de extracción. En cambio, si se empleara la ventilación soplante, existiría la necesidad de instalar un ventilador en el pozo de extracción, lo que sería posible solamente con la ayuda de instalación de esclusas para la jaula de extracción. Por lo tanto, el pozo de extracción y de entrada de aire es poco apto para la colocación del ventilador, razón por la cual suele colocarse en el pozo de retorno. En el pozo de salida de la corriente, cuando la ventilación es ascendente, es posible solamente un

aparato aspirante. Por la misma razón, cuando la ventilación es descendente se instala en el pozo de entrada un equipo soplante, y el retorno de aire se hace por el pozo de extracción.

Debe tenerse en cuenta que la compresión del aire, necesaria para la ventilación soplante, produce un aumento de temperatura, mientras que la depresión va acompañada, en la ventilación aspirante, por una disminución de temperatura. Cuando la presión cambia a 125 kg/m^2 , en una transformación adiabática, debe contarse con una modificación de temperatura de aproximadamente 1° .

Cuando se trata de una ventilación en condiciones especiales de labores no intercaladas en el circuito, o sea, no conectada directamente a la corriente principal, como labores de avance, realces, entre otros, que funcionan con ayuda de aparatos y canales de ventilación, en tales casos, la ventilación puede ser tanto aspirante como soplante.

4.27.2 Ventilación ascendente y descendente

La ventilación ascendente y descendente, generalmente empleada, consiste en llevar la corriente, por el camino más corto hasta el nivel inferior, para conducirla desde allí en forma ascendente a través de las labores de la mina a ventilar, en la ventilación descendente, el aire circula en sentido contrario.

La causa de la utilización general de la ventilación ascendente debe buscarse en la creencia de que el metano es arrastrado más fácilmente, teniendo en cuenta su escaso peso específico, por corrientes se mueven en la misma dirección que el gas, es decir, desde abajo hasta arriba. Ensayos realizados en minas holandesas han dado como resultado que el metano se desplaza desde lugares de menor depresión hacia puntos donde esta es mayor, o sea, que puede ser arrastrado también en contra de la dirección de su ascenso natural, siempre que la diferencia de presión producida por el ventilador sea mayor que la tendencia al ascenso de la mezcla de CH_4 y aire. La limpieza de las partes altas de las labores es mayor con la corriente descendente que con la ascendente, de modo que la mezcla intensiva del gas con el aire se realiza de preferencia en todos los casos normales de ventilación descendente. Cuando hay flujo de CH_4 , no obstante, la ascendente es más ventajosa.

El inconveniente que presenta es el calentamiento de la corriente, debido a mayores temperaturas a grandes profundidades. Por lo tanto, llega con temperatura más elevada hasta las labores, que si hubiera pasado por una galería y un nivel superior. Otro inconveniente particularmente sensible en grandes tajos en capas inclinadas, es el gran desarrollo de polvo, cuando la corriente de ventilación ascendente y la extracción, como suele suceder con la aspirante, tienen direcciones opuestas. Ambos inconvenientes se evitaban por medio del empleo de la ventilación descendente. Por estas razones, y dejando aparte otras ventajas, seguramente se utilizarán más frecuentemente en el futuro que hoy día, en minas que tengan que luchar con dificultades climáticas.

Entre sus ventajas podríamos mencionar: en la ventilación descendente, el aire va llegando a zonas de temperatura creciente. Por esta razón absorbe más calor y también más agua que una corriente ascendente, que van alcanzando zonas cada vez más frías, por lo que puede ceder al terreno el calor conducido. Esto es posible con la corriente descendente cuando el piso inferior no está refrigerado. Además, a causa de la profundidad creciente, experimenta otro aumento de calor en forma del calor de compresión, mientras que la ascendente se enfría por estas mismas razones. Por ello resulta reforzada la ventilación natural del aire en el interior cuando esta es descendente. Gracias a este aumento de presión mejora el rendimiento de la ventilación en la mina. Cuando se utilizan ventiladores regulables serán puestos ahorros de energía.

En la ventilación descendente, el terreno se enfría siempre en dirección de las labores, más profundas, sin que vuelva a calentarse una vez conseguida, como sucede en la ascendente. Entonces, cada piso de entrada enfriado, después de bajar el piso de extracción, pasa a desempeñar la misión de piso de retorno de ventilación, vuelve a calentarse de nuevo, ya que pasa por el aire de retorno del frente de explotación con el calor adquirido en ellos. Para el desarrollo de las labores, al contrario, es ventajosa la ventilación descendente. Porque el aire es utilizado siempre para la refrigeración y no bruscamente, como en el caso del enfriamiento preliminar de un nuevo piso de entrada de ventilación. Hay que añadir que el aire gastado del enfriamiento, aun no en

explotación, no es utilizable para otras labores y aumenta así la parte de componente de corriente varia, que puede llegar a un 50%, como volúmenes de aire que ya no puede ser aprovechado. El aumento eleva el consumo de energía del ventilador y empeora el rendimiento de la ventilación durante el tiempo de enfriamiento de un nuevo piso más profundo.

A favor de la ventilación descendente existen además, otras razones de índole climática. En la ascendente todo tipo de volumen de aire de entrada absorbe el calor del terreno del piso más profundo. Por ello hay que aumentar el calor de compresión y, en el caso de que el nivel más profundo sea también el piso principal de extracción. Además, como las aguas, si no son recogidas en pisos superiores, se acumulan en el piso más bajo de la mina, el piso más profundo suele ser también el más húmedo, prescindiendo del caso de galerías superiores húmedas, en minas sin terreno de recubrimiento.

Para muchas minas es también la más conveniente, porque entonces los pisos climáticamente más favorables y más profundos, con secciones de paso grandes, se aprovechan para el aire de retorno con mayor volumen. Los pisos superiores o de retorno de ventilación, por lo general de sección insuficiente, pasan a servir de vías de entrada, con lo cual la corriente circula en mejores condiciones climáticas hasta los frentes de arranque, debido a mayor velocidad, temperatura más reducida y escasa humedad del aire.

La mina puede ventilarse de forma descendente, no entera, sino solamente en determinadas secciones del interior. Esta posibilidad se aprovecha de preferencia, cuando se trata de mejorar las condiciones climáticas de algunos frentes de arranque. En este caso se suprime el inconveniente, de la necesidad de una esclusa en el pozo de extracción, con el objeto de evitar que los encuentros de la ventilación de entrada y de retorno sean perfecta, se colocan puertas de ventilación múltiple. La ventilación descendente dificulta el desarrollo de incendios en los minados contiguos en los yacimientos semi-inclinados e inclinados.

4.28 Caudal de aire para la ventilación de mina

El caudal de aire aspirable debe garantizar la comodidad del trabajador en las labores mineras, además debe crear las condiciones convenientes de comodidad para el organismo humano y el enfriamiento de las rocas mediante la elección de una velocidad adecuada del flujo de aire (Camargo 1994).

El caudal de aire que ingresa a la mina y que sirve para ventilar labores, cuya necesidad radica en que el aire fresco fluya de un modo constante y sin interrupciones. El movimiento de aire se genera cuando existe una alteración en el equilibrio, esto viene dado por la diferencia de presiones en la entrada como en la salida de un ducto, por causas naturales o inducidas por los medios mecánicos.

El caudal de aire que es necesario en una mina viene dado por la siguiente Ecuación N° 24

$$Q = \sum ds = V S \quad (24)$$

Donde Q es el caudal de aire necesario en la mina, en metros cúbicos/segundos

V = la velocidad del aire en metros/segundos

S = sección de la labor en metros cuadrados.

Para minas donde se conoce la existencia de grisú, por ejemplo en España existe el Reglamento Español de Policía Minera, que exige un suministro de 40 litros de aire/segundo y hombre, además exige el diluir el grisú al 0,6%. Esta condición implica que el caudal de aire ha de ser 99,4% mayor que el de grisú, es decir 100 veces más. Pero no es solo conocer el caudal de aire a suministrar a toda la mina, si no saber de qué forma distribuir a cada labor la cantidad necesaria.

Para realizar la medida del caudal de aire necesario a ser suministrado en las minas, se requiere conocer las presiones o depresiones estáticas, además de las presiones dinámicas.

Las presiones o depresiones estáticas son la que actúa en las paredes paralelas a la dirección de la corriente, disminuyen a lo largo del recorrido de forma regular si la resistencia se mantiene constante. Las presiones dinámicas, se refieren al aumento de

presión producido por un obstáculo que se opone al paso del aire. Esta presión es constante mientras no cambie la velocidad, o sea, la sección de la galería.

Cabe destacar que en cualquier punto de la mina existe la presión barométrica absoluta, con la corriente de aire en reposo o en movimiento, la cual es diferente de sobrepresión o depresión estática las cuales producen la corriente de aire o ventilación. La presión estática, es considerada la más importante por lo tanto se mide con el barómetro, la presión dinámica, considerada de menos importancia en la ventilación de una mina, se mide con manómetros o de modo indirectos, con anemómetros. La velocidad del aire puede ser medida mediante la utilización de equipos como el anemómetro, con velómetros o con tubo Pitot.

Los anemómetros son aparatos dinámicos formados por ruedas de aspas, que giran impulsadas por el aire a una velocidad. La rueda arrastra un mecanismo indicador de los metro recorridos por el viento que se divide por el tiempo de observación, y de esta forma se determina la velocidad del aire. Estas deben ser corregidas con la ayuda de tablas y gráficos que suministra el vendedor.

4.29 Requerimientos de aire

Las necesidades del aire dentro de la mina, deben ser determinadas en base al personal y el número de equipos que funcionan en el interior de las labores en los distintos niveles de desarrollo, además del método de explotación el cual también es importante a la hora de calcular el aire necesario.

El cálculo de estas necesidades permitirá ventilar las labores mineras de forma adecuada y eficiente, mediante la inyección de aire fresco como la extracción del aire viciado. Además de diluir y extraer el polvo en suspensión, gases producto de las voladuras o de la combustión de los vehículos.

Para determinar el requerimiento de aire total se deben conocer los siguientes parámetros:

- Caudal Requerido por el número de personas.
- Caudal requerido por desprendimiento de gases.
- Caudal requerido por temperatura.
- Caudal requerido por el polvo en suspensión.

- Caudal requerido por producción.
- Caudal requerido por consumo de explosivos si es el caso.
- Caudal requerido si existen equipos diesel.

En las minas debido al tipo de trabajo que se lleva a cabo, se producen diferentes tipos de polvos, todos calificados como dañinos o peligrosos para el ser humano, por diferentes razones; entre estos polvos podemos destacar principalmente el polvo de carbón, de minerales, de rocas, además el peligro puede ser por causas patológicas o por ser combustible. De acuerdo a su clasificación los polvos pueden ser:

- Afectan los pulmones: sílice, silicatos, humos metálicos, berilio, minerales de estaño, hierro y carbón.
- Tóxicos: berilio, arsénico, plomo, uranio, radio, cromo, vanadio, mercurio, cadmio, antimonio, selenio, wolframio, níquel y plata.
- Radiactivos: uranio, radio y torio.
- Polvos Explosivos: carbones, sulfuros.

Las enfermedades producidas por los polvos de los minerales pueden ser las siguientes: Silicosis, Silicotuberculosis esta es una complicación de la tuberculosis por la sílice; Asbestosis producida por el asbesto; Silicatos por otros silicatos; Siderosis por minerales de hierro; Antracosis por carbones con algo de sílice libre.

El polvo de roca es producto del arranque directo con explosivos y perforación

La Silicosis es producto del polvo de cuarzo, su peligrosidad se centra en el tamaño de los granos de polvo y su porcentaje de sílice libre. La sílice libre actúa por procesos químicos. El mineral actúa también, físicamente ya que posee bordes coloidales. Para conocer su concentración en la atmósfera de mina, es preciso medir las concentraciones por unidad de volumen, tamaño de los granos y analizar el polvo para conocer su proporción como sílice libre.

4.30 Polvo de Carbón

Cuando se habla sobre minería de carbón, se debe tener en cuenta muchas consideraciones para su extracción, tales como la existencia de gases como el grisú y

su dilución en el aire, la posibilidad de la autocombustión y su control, pero también aunado a esto el control de las partículas generadas por la explotación como por ejemplo el polvo de carbón. Este aparte de su efecto sobre los pulmones posee la característica que a ciertas concentraciones y bajo ciertas condiciones puede ser explosivo. El polvo de carbón es producido en su mayor porcentaje antes de iniciar el arranque en la capa; el contenido inicialmente en los cruceros del carbón puede ser considerado de menor importancia, comparado con el que se produce por el efecto de las presiones de explotación, por rozamiento en las grietas de presión. El que se encuentra en las grietas y cruceros de presión se forman por lo general en hullas grasas y en menor medida en las hullas secas o de gas, en la explotación de hullas grasas es donde más se produce. Igualmente se produce polvo de carbón durante el proceso de arranque y durante el acarreo del mismo.

La corriente de aire de la ventilación hace que el polvo se encuentra flotando, el cual es conocido como polvo flotante, lo arrastra y deposita en lugares de menor velocidad en los talleres de explotación, puntos de carga y además en galerías pero de forma muy fina, produciendo así acumulaciones peligrosas. Cuando existen acumulaciones peligrosas las explosiones de grisú las ponen de nuevo en suspensión formando mezclas explosivas. Para ello es necesario que exista nube densa y llama desnuda. La ignición se inicia solo en el polvo, dado que la llama destila las partículas produciendo metano e hidrógeno, que forma una mezcla gaseosa inflamable que ceba la explosión. Sin embargo, por lo general la causa generadora más frecuente es una explosión previa de grisú.

También en el exterior se produce polvo de carbón en el proceso de clasificación y carga, además si estas instalaciones de carga se encuentran ubicadas cerca del pozo de entrada de aire, el polvo puede ser arrastrado en suspensión y luego depositado en las galerías que se comunican por este pozo. Igualmente las explosiones de polvo de carbón se pueden producir en el exterior.

Los factores que influyen en dicha peligrosidad, es el carbón mismo por su naturaleza. Su capacidad ante la autocombustión crece cuando el porcentaje de volátiles alcanza el 25% descendiendo a 18% y en esa situación es necesario un 25%

de ceniza para que no sea inflamable. Otra condición que influye de manera significativa, es la superficie de oxidación, es decir, la finura del polvo, debido a que mientras más fino sea más inflamable es. Las concentraciones, de polvo también, son causa de peligrosidad, es decir, el número de gramos por metro cúbico, el cual puede variar dependiendo de la finura del polvo, está estipulada alrededor de 50 y 120 g/m³. Para controlar el polvo de carbón, no se debe aumentar la ventilación ya que ello levantaría aun más el polvo, además al secar la mina aumentaría el peligro; más sin embargo existen medidas que ayudan a controlar dicho peligro, y a continuación se mencionan algunas consideradas de gran importancia:

4.30.1 Riesgos originados por el polvo de carbón

El polvo de carbón en suspensión en el aire para poder hacer explosión forma mezclas, ya que para la detonación de dicho polvo es necesario la ocurrencia de una explosión de gas. Para poder suscitarse un estallido del polvo de carbón, se debe manejar dos factores previos tales como la formación de una nube densa y la existencia de una llama ardiente. Las partículas de carbón se desgasifican por que son afectadas directamente por la llama, produciendo hidrógeno, metano y otros gases, al estar mezclados tienden a ser una mezcla explosiva, la cual es inflamada por la llama, entonces es quemada y desgasifican nuevas partículas, esto quiere decir, que una vez iniciada el ciclo de explosión, puede propagarse a grandes distancias, mientras existan las condiciones necesarias para que ocurra todo este proceso.

Indiscutiblemente la causa principal que lleva a la explosión de polvo de carbón, es el estallido previa de grisú, aunque también pero en muy pocas ocasiones puede ser causado por un barreno. En cualquiera de los casos mencionados, se produce un fuerte golpe de aire que ocasiona el arremolinamiento del polvo en el cual penetra una llama caliente.

Existe un límite inferior y un límite superior de explosividad como en cualquier otra mezcla. Para el polvo de carbón bituminoso, el límite inferior de explosividad se ubica en 70 u 80 g/m³, cuando la inflamación del polvo ha sido por una explosión de grisú o una carga de dinamita, el límite superior está establecido en 400 g/m³.

En conclusión, es considerado el riesgo de una explosión de carbón cuando una nube es tan densa que a la distancia de un (1) metro no se puede observar la luz de una lámpara de seguridad. Para que se puedan producir nubes con tal concentración peligrosa se precisa una corriente de aire fuerte. Además, no se debe olvidar el hecho que si el polvo de carbón se mezcla con el grisú aumenta su peligrosidad. Una mezcla de aire y metano a un 5% de concentración no es considerada peligrosa, pero al unirse al polvo de carbón pasa a ser considerada peligrosa, igualmente la concentración de polvo de carbón en una nube no tan densa es considerada inofensiva pero al mezclarse con grisú cambia su composición y su grado de peligrosidad, entonces las posibilidades de que ocurra las explosiones de polvo de carbón en una mina donde exista la presencia de grisú es mayor que en aquella donde no existan concentraciones de dicho gas.

4.30.2 Tipos de polvo de carbón y su nivel de peligrosidad De La Cuadra (1963)

La peligrosidad del polvo de carbón viene determinada por la finura de las partículas, la clase de carbón y la magnitud de su contenido en cenizas.

La velocidad de la explosión de dicho polvo, viene dada por la magnitud de la superficie del polvo que está estrechamente relacionada con la finura de las partículas, dado que el polvo más fino se desgasifica mas rápidamente y debido a esto toma parte de la explosión antes. Los depósitos de polvo volante muy fino, que puede ser puesto en suspensión por la onda explosiva, por todo esto constituyen el soporte principal de la explosión. Esto es aplicado principalmente en las capas de carbón graso, en donde las operaciones de arranque producen mucho polvo y muy fino, inclusive las galerías de ventilación alejadas, en las cuales a lo largo del tiempo se ha ido depositando el polvo más fino, en cuyo caso se considera una de las zonas de mayor peligrosidad dentro de las minas.

La peligrosidad del polvo de carbón dependerá también de la clase de carbón el cual se desprenda, dado que de esa clase dependerá el tipo de gas que sea liberado y la temperatura de desgasificación, el polvo de carbón graso desprende gases a temperatura relativamente baja, gases que contiene mucho hidrógeno y metano, mientras que los carbones de llama larga, producen gases a temperatura más altas, en

grandes cantidades anhídrido carbónico y vapor de agua. Por otra parte, los gases de la hulla seca poseen una composición peligrosa, solo se produce en menor cantidad.

Otro factor importante en la estimación del grado de peligrosidad del polvo de carbón es el contenido de cenizas, debido a que los componentes minerales enfrían la llama de la explosión. Es necesario mayor proporción de componentes incombustible, ya que el exceda el polvo de carbón el 14 a 18% de volátiles, este solo necesita contener un 4% de ceniza para dejar de ser explosivo, en cambio, un polvo de carbón de 18 a 20% de volátiles, necesita un 25% de cenizas para ser inofensivo.

4.30.3 Eliminación del polvo de carbón antes de que pase a formar parte de la atmósfera

Esto se lleva a cabo inyectando agua en los frentes, esto permite fijar el polvo existente en el carbón antes de que se proceda a su arranque. Para ello se realizan perforaciones a lo largo de dicho frente, barrenos de 40 mm de diámetro aproximadamente, distanciados al menos en 6 m, con una profundidad superior a 20 cm de longitud del avance. En estos barrenos se coloca agua mediante aparatos de inyección, el agua se inyecta a una presión que varía entre 5 a 10 atm, durante unos 10 minutos aproximadamente y con un consumo de 100 ltrs de agua por barreno. El barreno debe ser lo suficientemente poroso para que el agua penetre bien y de estructura solida para que no se derrumbe la capa con solo el agua. La inyección se da por culminada cuando el agua sale por el frente de la capa.

- Precipitación del Polvo de Carbón

Según la situación se realiza el regado con agua, en primer lugar a las zafras que se van cargando, en relleno, en los puntos de carga, se utiliza el regado en forma de lluvia con gotas gruesas, a la que se puede añadir al compuesto como detergente el cual mejora el efecto. En otros casos se realiza la inyección de agua finamente pulverizada por aire comprimido.

- Aislamiento del Pulmón

Para el aislamiento del pulmón de la atmósfera de polvo se utilizan las máscaras, estas deben cumplir con ciertas condiciones tales como: 1) permitir la visibilidad, 2)

eliminar la saliva y la transpiración, 3) ofrecer poca resistencia tanto a la inspiración como la espiración y 4) ser fácilmente desmontable.

4.31 Polvo de Roca

El polvo de roca es producto de las labores de trabajo y obviamente se produce cuando se realizan trabajos en roca, donde se realicen perforaciones y arranque con explosivos. El polvo que se desprende al momento de realizar la carga de escombros y ejecutar labores de relleno, produce acumulaciones peligrosas en la atmosfera. También la rotura de las capas del techo en la explotación por hundimiento constante constituye una causa de producción de polvo de roca, el carbón siempre se encuentra relacionadas también con lechos de roca o intercalaciones de estéril, debido a esto el polvo de carbón está mezclado igualmente con una pequeña cantidad de polvo de roca.

4.32 Ventiladores Díaz del Río (2007)

El objetivo de un ventilador es el de crear en el circuito, una presión igual u opuesta a la perdida de carga de dicho circuito, sin variar con ello el caudal que hace circular.

En las minas se suelen emplear para el sistema de ventilación principal, dos tipos de ventiladores; de hélice y los centrífugos y ahora más reciente los axiales.

4.33 Clasificación de Ventiladores

Los ventiladores comúnmente utilizados se dividen en tres grandes grupos:

- a) Centrífugos.
- b) Helicoidales.
- c) Axiales.

a) Centrífugos: el aire penetra en dirección paralela al eje del ventilador y sale en dirección perpendicular a dicho eje. Estos ventiladores son esencialmente irreversible. Entre los ventiladores centrífugos existen básicamente 3 clases, Alabes curvados hacia delante, alabes radiales y alabes curvados hacia atrás; que relacionan la disposición de los alabes y la curvatura adoptada por los mismos, aunque también existen ventiladores con alabes de dobles curvatura para uso en situaciones especiales.

Alabes curvados hacia delante: Se obtienen los mejores rendimientos. Cuando los alabes tienen superficie curva, son numerosos y de pequeña altura radial. En general, este tipo de ventiladores, para el mismo caudal, su tamaño es más reducido y tiene una velocidad menor que otros tipos de ventiladores centrífugos.

La forma habitual de los alabes es con la cara cóncava en el sentido de la rotación. La velocidad imprimada al aire es mayor que en las otras variantes. El incremento de la potencia requerida en un umbral de los volúmenes máximos es incluso más importante que en los ventiladores de paleta o radiales.

Alabes curvados hacia atrás: Son los ventiladores centrífugos de mayor rendimiento, pues evitan la formación de remolinos. Estos ventiladores operan a velocidades periféricas más elevadas que los otros tipos. Son más pesados por su estructura. Este tipo de ventilador da menor caudal que los que tiene los alabes inclinados hacia delante, pero su rendimiento es mayor. Mediante diversos dispositivos pueden dar lugar a presiones elevadas.

Aquí el lado convexo el que se orienta en el sentido de la rotación. Estos ventiladores funcionan a una velocidad en el extremo de los alabes más elevados que la de los otros tipos de ventiladores centrífugos y disponen de los alabes más largos, que conducen a un refuerzo de estos y a la introducción de un anillo de rigidez. La potencia máxima se consume en la zona normal de trabajo.

Alabes radiales: Es la forma más simple y más antigua. Su caudal es reducido; su rendimiento, débil y las presiones alcanzadas, bajas. Una de sus características es que la materia suspendida en el aire no se adhieren a las palas, lo cual tiene una importancia significativa cuando el aire está cargado de polvo. En estos ventiladores, la potencia máxima se alcanza en el volumen máximo.

b) Helicoidales: de 40 a 100 mm de columna de agua, estos ventiladores se utilizan, generalmente, cuando el aire no se transmite o impulsa mediante una canalización y están normalmente implementados en una pared. Pueden producir

caudales importantes de forma económica y su empleo se vincula, normalmente, a la ventilación de locales cerrados. Un ventilador con paletas mayores y ligeramente curvas producirán más aire y serán más silencioso que otro que tenga las aletas planas, todo ello para un mismo diámetro y una misma velocidad. Los alabes estrechos producen mayor turbulencia. Frecuentemente, están hechos de perfiles metálicos curvados.

En los ventiladores helicoidales llamados así por la forma de la hélice de sus palas, se dividen en razón del perfil utilizado en la hélice:

- De perfil delgado
- De perfil sustentador

Estos ventiladores tienen un gran campo de aplicación allí donde la resistencia del aire a su salida es débil. Por tanto se limita su empleo a situaciones donde no hay canalizaciones. Su interés tecnológico reside en su capacidad de producir grandes caudales sin inversiones importantes. Se conoce por el nombre de ventilador de extracción por su empleo frecuente en la evacuación de aire viciado en los inmuebles. Estos extractores tienen una rueda con dos o más alabes, construidos en chapas de acero. Con palas largas e incurvadas, desplaza mas aire y será más silencioso que otros con palas más estrechas (frecuentemente, con tendencia a vibrar, produciendo un ruido complementario) para una misma velocidad y diámetro. Su aplicación está limitada por la presión estática conseguida, que no sobrepasa normalmente los 35 mm de columna de agua.

La potencia crece con el aumento de la resistencia que se le opone; puede llegar a quemar el ventilador si crece desmesuradamente.

El caudal máximo se produce cuando el borde exterior del alabe coincide con el plano final de canalización o del orificio que aloja a todo el ventilador. La presión máxima se logra avanzando un poco la hélice hacia la salida de los alabes. El mejor rendimiento se consigue dando a la hélice un diámetro de un 25% menos que el de su alojamiento

Los ventiladores helicoidales modernos son bastante ligeros y fáciles de instalar y pueden llevar varias hélices; alcanzan unos rendimientos bastante elevados. Las presiones consiguen 70 mm de columna de agua.

c) Ventiladores axiales: en ellos la circulación del aire es prácticamente paralela al eje de la hélice. Su rendimiento puede llegar hasta el 90%. Se les prefiere a los ventiladores centrífugos en muchos casos su sistema de canalización permite codos importantes. Su tamaño es notablemente menor que el de un ventilador centrífugo del mismo caudal.

La sección de los alabes es muy similar a la utilizada en los aviones. En estos ventiladores, las tolerancias de fabricación son muy exigentes, sobre todo en lo que se refiere a mantener la presión prevista. Los ventiladores son los más utilizados cuando se trata de alcanzar presiones elevadas.

4.34 Instalación del ventilador para la ventilación principal

Se puede realizar la instalación del ventilador en la superficie o en el fondo de la mina. La colocación de un ventilador en el fondo es una buena elección, debido a que el pozo de entrada como el de salida queda libre, se evitan de igual manera los cortocircuitos de aire a través de los cierres de pozos, lo más corriente es utilizar varios ventiladores de refuerzo en el interior de la mina.

Mas sin embargo, se sigue colocando el ventilador en la superficie debido a las siguientes razones:

- a) Un accidente grave dejaría la ventilación fuera de servicio, además sin poder realizar las reparaciones necesarias ni maniobrarla.
- b) La vigilancia se hace más difícil y complicada.
- c) Es necesario hacer llegar la corriente eléctrica al fondo aumentando los riesgos y las averías de los cables.
- d) Es más fácil la recirculación de cierta corriente de aire.
- e) La energía resulta costosa.
- f) La inversión de corrientes es más compleja.

Por lo general se recomienda hacer las instalaciones en el interior con ventiladores axiales. Para la inversión del sentido de la ventilación se ejecuta la instalación en superficie, dado que esta medida es considerada de mucha ayuda en caso de incendios.

Con ventilador centrífugo se necesita un dispositivo complicado de canales y compuertas para este cambio. Mientras que con los ventiladores axiales es sencillo y solo con un simple cambio de la polaridad del motor es suficiente, con acepción de la existencia de un regulador de entrada, en cuyo caso es mejor generar un giro de 180°. Cuando la ventilación es superficial, el ventilador se une al pozo de retorno, a una galería o chimenea de retorno, esto se realiza por un conducto especial o canal del ventilador, en este canal se debe generar la menor pérdida de carga ofreciendo poca resistencia, para este fin se debe tener suficiente sección y contarse con paredes que poseen un buen revestimiento. Los codos se recomiendan ser de 90° preferiblemente y los radios 3 veces mayores que el diámetro del canal. La velocidad del aire no debe ser mayor a los 10 m/seg.

4.35 Reparto y distribución de la corriente de ventilación

Según De La Cuadra (1963) solo por la influencia de la depresión del ventilador la corriente de aire recorrerá la mina siguiendo las leyes para tal tarea, pero sin estar ordenadas a las necesidades de cada sector. Para ordenarla hay que evitar los cortocircuitos de aire, enviar a cada labor el caudal necesario como se ha mencionado anteriormente, independizar la ventilación de cada área para que no influya con el resto en caso de fuego o explosión, disponer las ventilaciones secundarias en las labores el fondo y disponer las medidas de seguridad para el caso de que ocurran un accidente que perturbe el circuito u obligue a cambiarlo.

Se emplean dispositivos como las Puertas, los Diques, los Cruces y Los Planos, generalmente utilizados en la ventilación principal.

Puertas: son utilizadas para cortar el paso del aire total o parcialmente, permitiendo a su vez el paso de los mineros y material, estas suelen tener medidas específicas de acuerdo a su función, las dimensiones de los pasos de los mineros más utilizadas son de dimensiones de 1x1, 9 m y las de paso de maquinaria serán iguales pero con un

margen de 0,2 m. Estas pueden ser de madera, más baratas, ligeras y fáciles de reparar en caso de empuje del terreno, pero como desventaja tienen el inconveniente de ser combustibles y de alabearse con la humedad.

También pueden ser de hierro, las cuales son más rígidas, resistentes y estancas. Los inconvenientes que se presentan en su selección son su mayor costo, su peso además de ser oxidables y difíciles de reparar en caso de deformación. También existen puertas de constitución plástica.

Van colocadas en marcos de madera o hierro las juntas son cerradas mediante la utilización de burletes de goma. El marco se une a la galería mediante muro o tabique de hormigón, ladrillo, madera arcillada. Se utilizan puertas estancas de cierre total, reguladoras en las que su función es rebajar el orificio. En galerías que son de mucho tráfico se colocan por lo general puertas que se pueden emplear mucho, las cuales son dobles, es decir dos puertas seguidas, si al abrirlas se produce una alteración importante en la ventilación, se realizan calculo de su colocación a una distancia entre puertas de modo que quede un tren entre las dos sin inconveniente, además, estas van con unos dispositivos electrónicos, mecánicos, neumáticos o electroneumáticos. De forma que al abrir una puerta la otra se mantenga cerrada. Las puertas muy herméticas en puntos de fuerte diferencia de presión son difíciles de abrir, para ello se aplican diferentes medidas a manera de nivelar la presión al momento de abrir la puerta.

Los Diques: de galería sirven para un cierre definitivo que aislé una parte de la mina para efectos de ventilación. Pueden ser ligeras para cuando no se exige demasiada impermeabilidad. Por lo general, uno de sus objetivos es impedir que personal se transfiera a áreas mal ventiladas o consideradas peligrosas. Los estancos que son los verdaderos diques, se encargan de impedir al máximo el paso de aire, su colocación debe realizarse en terrenos favorables. Se pueden construir de con dos muros de piedra y relleno de tierra procedente de las mismas labores.

Los Cruces: de la ventilación, son a veces inevitables, sobre todo en capas horizontales o que posean poca pendiente cuando se encuentran dos galerías de ventilación. Se pueden colocar una de ellas que pase por encima de la otra

Los Planos: en estos, se deberán colocar la dirección de la corriente en cada galería, con signos convencionales los diques, puertas, telones y cruces. Para realizar el cálculo de la ventilación se emplean gráficos simplificados de la mina, en el que se consignan el numero de obreros y el caudal de cada circuito, además, de los datos del plano topográfico.

Cuando se habla de ventilación secundaria se debe saber que su objetivo principal es ventilar aquellas áreas o labores que no son recorridas por la corriente principal o a la cual no llega el aire suficiente. Este aire debe ser tomado de la ventilación principal y ser llevado a las galerías de fondo. La corriente de los túneles entra dentro de este tipo de ventilación.

Las causas principales del envenenamiento del aire son las pegas explosivas. Un (1) kilo de explosivo produce alrededor de 500 litros de gases, aparte del vapor de agua.

La ventilación con galerías gemelas o paralelas es muy aplicada en capas o filones y adopta la pendiente, las formas de guía y sobreguías en capas, levantadas o la de galería gemelas en las horizontales. Tanto como en un caso como en el otro se abren entre las dos gemelas unos coladeros o planos de comunicación para el paso del aire, que se ven cerrando con tabiques a medida que las galerías avanzan. El aire entra por una de las galerías, normalmente por la inferior y pasa a la otra por la última coladera, retrocediendo por ella al pozo de salida de la ventilación.

4.36 Circuitos básicos de ventilación en minas

4.36.1 Circuitos de ventilación en serie

Se caracteriza porque la corriente de aire se mueve sin ramificación, por lo que el caudal permanece constante, en este caso todas las galerías se conectan extremo a extremo.

Propiedades

- El caudal que pasa por cada labor es el mismo.

$$Q_t = Q_1 = Q_2 \dots Q_n$$

- La caída de presión total es igual a la suma de caídas de presiones parciales

$$H_t = H_1 + H_2 + \dots + H_n$$

A continuación en la figura N° 33 se presenta un esquema de cómo puede ser dirigida la corriente de aire en un circuito en serie

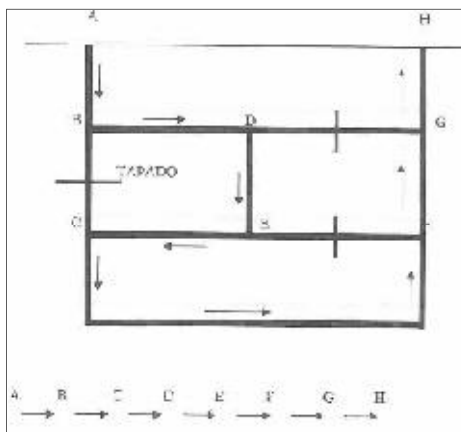


Figura N° 33. **Circuito en serie de ventilación.** Fuente: De La Cuadra (1963)

4.36.2 Circuito de Ventilación en Paralelo

Cuando los circuitos de ventilación están en unión en paralelo, las labores se ramifican en un punto, en dos o varios circuitos los cuales se unen en otro punto:

Características de los circuitos de ventilación en paralelo

- Las caídas de presión de los ramales que la componen son iguales, independientemente del largo, resistencia y cantidad de aire.

$$H_1 = H_2 = H_3 = \dots = H_n$$

- El caudal total del sistema de galerías en paralelo, es igual a la suma de los caudales parciales

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \dots + Q_n$$

- La raíz cuadrada del valor recíproco de la resistencia aerodinámica del circuito, es igual a la suma de las raíces cuadradas de los valores recíprocos de las resistencias aerodinámicas parciales.

$$\frac{1}{\tilde{R}} = \frac{1}{\tilde{R}_1} + \frac{1}{\tilde{R}_2} + \dots + \frac{1}{\tilde{R}_n}$$

En la Figura N° 34, se muestra el sistema de ventilación con la dirección de la corriente, distribuida en un circuito en paralelo

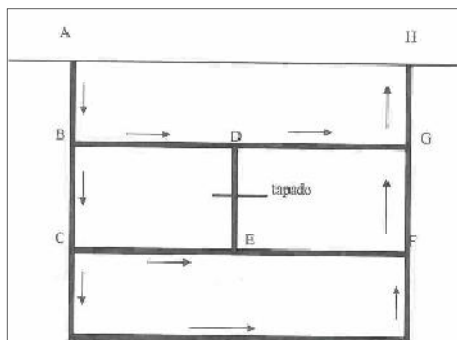


Figura N° 34. **Circuito en paralelo de ventilación.** Fuente: De La Cuadra (1963)

4.37 Drenajes. De La Cuadra (1964).

Cuando es llevado a cabo las explotaciones en minas subterráneas, las fallas naturales o las grietas producto de estas explotaciones rompen con la continuidad de los mantos impermeables, dando así entrada al agua freática a las áreas de trabajo, pero en la mayoría de los casos el agua presente en la mina es procedente de acuíferos subterráneos. Aunque en muy pocos casos una grieta pueda dar entrada a aguas superficiales, pero si cuando la excavación corta una zona de falla. Las rocas porosas son consideradas de alto riesgo, así como las calizas al formar cavidades de almacenamiento. Pero lo realmente considerado de peligroso en este tipo de explotación, es el rompimiento súbito de áreas donde existan aguas subterráneas con lo cual logre causar inundaciones directas que puedan anegar toda la mina y ponerla en peligro.

La lluvia solo afecta a las minas poco profundas, a profundidades de alrededor de 500 metros no afecta a la curva de desagüe que se lleve en el control de la mina. El desagüe tiene como finalidad la eliminación del agua de las minas esta puede ser llevada a cabo de la siguiente manera bombeándola y conduciéndola fuera de la mina y tomando medidas para evitar que entre en ella.

4.37.1 Almacenamiento y extracción de las aguas en minas subterráneas

Constituye la instalación del desagüe propiamente dicha. El agua es recogida en las galerías hacia cunetas diseñadas para ese propósito, que se encuentran ubicadas en los costados o en el centro del piso, hormigonadas preferiblemente, y con pendiente mínima de 1%, a veces se emplean tuberías pero esto es muy poco usado. De las cunetas pasa el agua a galerías colectoras, situadas a 4,5 metros por lo general por

debajo del piso de las salas de bombas. Para poder conocer las dimensiones que deben poseer estas galerías colectoras, es necesario saber el funcionamiento del sistema de desagüe, ya que si el caudal es regular y las bombas trabajan sin interrupción basta que estén tengan poco volumen, y servirían para decantar el agua antes de proceder a bombearla.

Pero es recomendable que las bombas funcionen de noche o en horas de menor consumo de energía, ya que esto prolongaría su vida. Por ello la capacidad de la galería colectora deberá ser tal, que pueda recoger el agua de las restantes horas donde el desagüe no funciona. Por lo general, estas galerías tienen una capacidad para almacenar agua durante 24 horas. Normalmente en la bibliografía se encuentra la recomendación que se tengan 2 galerías, para que una esté en funcionamiento y las otra se encuentre en labores de mantenimiento, estas deben ser ubicadas simétricamente con respecto a la sala de bombas, para poder comunicarse verticalmente para que bajen las tuberías de aspiración.

Las tuberías de aspiración no deben ser mayores de 4,50 metros. Ya que si se poseen fuertes caudales, los desagües no podrán ser realizados con relevos, por ello las instalaciones son de gran importancia, y de esta manera las galerías colectoras pueden reducirse de volumen. Por otro lado, el gran recorrido de galerías de cota inferior a las bombas permite un gran depósito de reserva, la sala de bombas debe permanecer herméticamente cerrada, para evitar casos de inundación. Estas salas son galerías ensanchadas revestidas preferiblemente de hormigón. Debe existir además de manera muy importante una excelente ventilación, ya que los motores desprenden mucho calor, estas instalaciones siempre deberán ser doble para guardar la mitad de reserva para labores de mantenimiento. Se suspende con elementos de apoyo especiales, si el desagüe es muy importante se debe contar con tuberías en paralelo.

Es muy importante considerar medidas para evitar o disminuir el ingreso del agua a la mina, para ello se deben tomar en cuenta, tanto en el exterior como en el interior. Para el exterior se debe iniciar con un estudio detallado de toda la hidrología superficial y subterránea de la zona, con el fin de regular estos cursos de agua de ser necesario. Además de captar acuíferos con pozos o sondeos a menos costos que realizar

desagües a grandes profundidades. Este estudio se recomienda llevarse a cabo en la etapa de viabilidad de un proyecto.

Las medidas tomadas más comúnmente en el interior de la mina, es el revestimiento de pozos, el relleno, los macizos de protección, la cementación y los cierres y diques para aislar el agua.

Los sondeos son auxiliares para la seguridad frente a posibles irrupciones bruscas de agua. Estos se deben realizar desde los avances, largos y de direcciones variables, en abanico, llamados Barrenos de flor, permiten desaguar zonas de alta presión contentivas de agua. De igual manera con ellos se puede hacer la descarga de las aguas de los terrenos porosos que pesan sobre la excavación.

Los diques son construidos con la finalidad de prevenir irrupciones de aguas que se temen o para aislar las que provengan de galerías abandonadas y así reducir el caudal de bombeo. Las compuertas de cierre de aguas se colocan como medidas preventivas para clausurar si se presenta el peligro.

4.38 Bombas

Las bombas son equipos diseñados para realizar el trabajo de extracción de agua, que se encuentran a niveles inferiores y se desea elevar a ciertas alturas para su descarga, su uso no se encuentra restringido a solo trabajar con aguas decantadas y completamente limpias, pueden ser utilizadas para el transporte de aguas relativamente sucias, bien sea con arcilla o arena en suspensión, esta condición viene dada por los desgaste que sufre el equipo, dado que el equipo no tardara mucho en quedar fuera de servicio.

Existen bombas que pueden ser clasificadas en dos grandes tipos los cuales son Alternativas y centrífugas.

4.38.1 Bombas alternativas

En el funcionamiento de las bombas alternativas mediante las válvulas y el vacío producido por el pistón que se desplaza, puede lograrse la impulsión del líquido. Una de las desventajas que presenta este tipo de bombas es que, dado que el carácter pulsatorio, supone una discontinuidad notable en el caudal conseguido, se hace necesaria la instalación de cuatro cilindros por lo menos, para lograr producir una

seguridad razonable en el caudal. Este desventaja a llevado a que la selección de las bombas se incline a las bombas centrífugas.

4.38.2 Bombas Centrífugas

Las bombas centrífugas están compuestas por una serie de dispositivos que permiten su correcto funcionamiento tales como; conducto de aspiración, voluta, rotor, eje y conducto de impulsión. El órgano fundamental de las bombas centrífugas es el rotor o hélice. Estas bombas están compuestas de un cuerpo hueco, dentro del cual, y ajustada a aquel, hay una rueda provista de paletas de diversas curvaturas que comunican su movimiento de rotación al líquido que llena el cuerpo de la bomba. El orificio de aspiración se sitúa por lo general en la prolongación del eje de rotación de la bomba. Por efecto de la fuerza centrífuga, el líquido es proyectado hacia la periferia de la rueda e impulsado en el difusor, donde pierde velocidad y transforma su fuerza viva en presión estática debido al aumento de sección.

Al ser evacuado el líquido de la zona central del rotor, una nueva cantidad de liquido ingresa en el mismo llenando la cavidad nuevamente, haciendo así que el suministro sea constante.

Debido a que la capacidad de elevación de una bomba con un solo rotor es reducida, se realiza la instalación de varios rotores en serie, de tal forma que se pasa de la periferia de un rotor al centro del siguiente, donde recibe un impulso complementario. Pueden acoplarse sin ningún tipo de inconveniente hasta ocho fases. A partir de esto es conveniente y mucho mas practico el uso de bombas sucesivas, se colocan dos o más en distintos niveles.

Las bombas centrífugas en muchos casos son construidas con eje horizontal, también es posible hacerlo de eje vertical, este dispositivo es adecuado para las bombas sumergidas mono o multicelulares, las cuales son utilizadas en pozos, y además, utilizadas en situaciones donde la altura de aspiración se debe reducir al mínimo. Estas bombas son accionadas por motores eléctricos, coaxiales con la propia bomba, con lo cual se consigue una transmisión de la potencia eficaz y sin vibraciones.

Otro tipo de bomba son las sumergibles, poseen una construcción muy sencilla, compatible con el uso al cual van destinadas, bien sea en aguas limpias o no. En este

caso los motores eléctricos van blindados y preparados para permanecer sin engrase durante mucho tiempo.

4.39 Tipos de bombas centrífugas y sus características

4.39.1 Bombas de turbina radial

Esta bomba es una de las más utilizadas para cualquier tipo de aplicación, es utilizada en circunstancias de servicio donde se requieren caudales y presiones bastante estables. Este equipo posee una curva característica que define una curva caudal-altura del tipo parabólico.

4.39.2 Bombas de turbina semiaxial

Posee una curva característica descendente y más suave que la bomba anteriormente descrita, una de las ventajas que presenta esta bomba es su resistencia a fenómenos erosivos de aguas no limpias.

4.39.3 Bomba de turbina axial o helicoidal

Se emplea en trabajos de gran producción y baja altura manométrica, su curva característica es fuertemente descendente y en su último trayecto casi rectilínea.

Las curvas características de cada una de las bombas descritas, se puede apreciar en la Figura N° 35

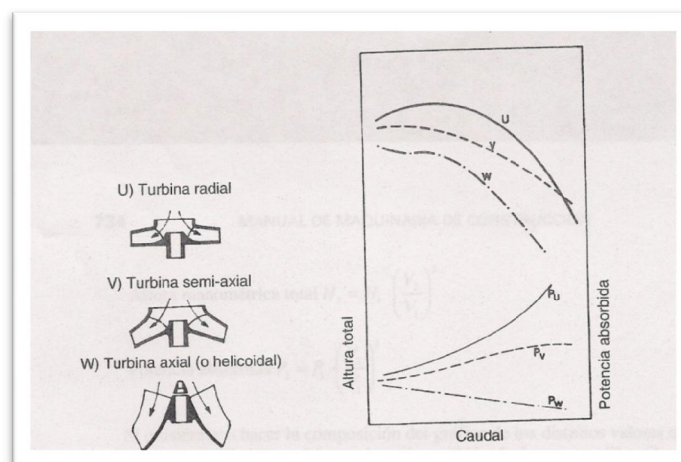


Figura N° 35. **Curvas Características de las Bombas Radial, Semiaxial y Axial.** Fuente: Díaz del Río (2007)

4.40 Bombas centrífugas según su uso

Dentro de las bombas centrífugas pueden clasificarse, entre otros tipos menos usadas como se presenta a continuación:

- ✓ Horizontales: para industrias, riegos, excavaciones, abastecimiento
- ✓ Multicelulares: Para industrias, riesgos, excavaciones, abastecimiento
- ✓ Cámaras partidas: Bombas sumergidas. Para conservar excavaciones en seco, en obras públicas, construcción, minas, inundaciones, industria marina.
- ✓ Verticales: son utilizadas para la elevación de líquidos, industrias, riegos, abastecimiento de agua, instalaciones contra incendio, aire acondicionado, agua marina.
- ✓ Verticales Multicelulares: de alta presión de uso universal y osmosis inversa, alimentación de calderas.
- ✓ Agotamientos: Bombas sumergidas diseñadas especialmente para el trabajo duro y en elevación de aguas sucias y fangosas.
- ✓ Hélice: para la elevación de grandes caudales de agua a baja altura, especial para la elevación en ríos, riego, desagües de lagos, desecación de terrenos.
- ✓ Sumergidas: son especiales para la elevación de aguas en pozos profundos de reducido diámetro.
- ✓ Sumergidas hélice: sumergibles de hélice para elevar grandes caudales de aguas a bajas alturas.
- ✓ Helicoidales: para la extracción de grandes caudales en alturas medias
- ✓ Contra incendios: su arranque es manual o automático, siendo su arado manual.
- ✓ Equipos de presión: Equipos totalmente automáticos, para el servicio de agua a presión.
- ✓ Monoblock: grupos de instalaciones compactas para el trabajo intensivo.
- ✓ Circuladoras: electro bombas centrífugas silenciosas

- ✓ Residual: adecuadas para el traslado de aguas residuales con sólidos en suspensión.

4.41 Altura de aspiración de las bombas

Cuando se habla de altura de aspiración se conoce que la altura máxima de aspiración es la correspondiente a la presión atmosférica en el lugar de la instalación, teniendo en cuenta la temperatura del líquido y además deduciendo la altura correspondiente a la velocidad de este en la tubería de aspiración. Esta altura de aspiración se encuentra relacionada directamente con la densidad de líquido y la elevación del lugar, así como la temperatura del líquido. La altura de aspiración equivale a la altura de una columna de líquido que puede equilibrar la presión atmosférica en lugar de la utilización de una bomba. De la altura máxima hay que deducir las pérdidas de carga en la tubería de aspiración y la pérdida según altitud del lugar y la temperatura del agua, esto se puede determinar con la utilización de la Tabla N° 24.

Tabla N° 24 **Influencia de la altura y de la temperatura sobre la aspiración**

Altura sobre el nivel del mar (en m)	Altura perdida para la aspiración (en m)	Temperatura del agua (en °C)	Altura perdida para la aspiración
0	0	10	0,125
100	0,125	15	0,173
200	0,250	20	0,236
300	0,375	25	0,320
400	0,500	30	0,430
500	0,625	35	0,570
600	0,750	40	0,745
700	0,870	45	0,970
800	0,990	50	1,250
900	1,110	55	1,600
1.000	1,220	60	2,040
1.100	1,330	65	2,550
1.200	1,440	70	3,160
1.300	1,550	72	3,450
1.400	1,660	74	3,770
1.500	1,770	76	4,100
1.600	1,880	78	4,450
1.700	1,990	80	4,800
1.800	2,090	82	5,220
1.900	2,190	84	5,650
2.000	2,290	86	6,120
2.200	2,490	88	6,620
2.400	2,680	90	7,150
2.600	2,870	92	7,710
2.800	3,050	94	8,310
3,000	3,230	96	8,950
3.500	3,650	98	9,600
4.000	4,060	100	10,330

Fuente: **Manual de Maquinaria de Construcción**. Fuente: Díaz del R (2007)

Es importante diferenciar la longitud de aspiración, que es fundamental para el cálculo de las pérdidas de carga en la misma, de la altura geométrica de aspiración, la cual es la suma de la altura geométrica de aspiración más las pérdida de carga en toda su longitud más la altura producida por la velocidad del líquido en las inmediaciones de la bomba.

4.442 Rendimiento de las bombas

Una de las curvas características de las bombas es la curva de caudal-rendimiento, un análisis a esta curva nos permitirá tomar la decisión del campo de aplicación de una bomba y sobre todo si se planea un empleo de larga duración para la misma. Se observan dos curvas de dos bombas distintas, curva **a** y curva **b**, en las cuales la curva **a** alcanza una zona de rendimiento optimo muy aguda, mientras que la curva **b** posee una característica bastante plano o menos aguda que la anterior en su rendimiento óptimo, entonces se puede apreciar que la zona más conveniente, es aquella en que se puede asegurar un rendimiento bastante amplio del orden de $0,9r_{\text{máx}}$. Figura N° 36

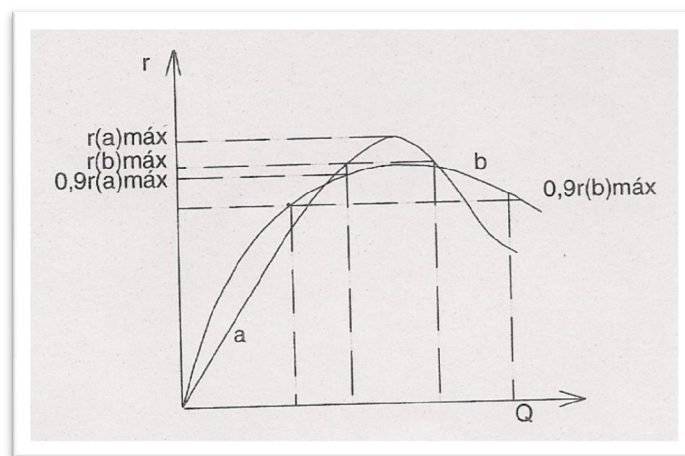


Figura N° 36. **Curvas de Rendimiento**- Díaz del R (2007)

Se puede apreciar que además, con cualquier tipo de variación en el caudal de la curva **a**, puede salirse del área de rendimiento optimo, lo cual no podría suceder en la curva **b**, en conclusión cualquier inconveniente en la operación puede comprometer de alguna manera el funcionamiento de la bomba.

Entonces se puede decir que las bombas más recomendables serán aquellas en las cuales la curva de rendimiento/caudal sean más tendidas en su zona de máximos, como sucede con la curva **a**.

4.43 Regulación de las bombas

La regulación de las bombas no es más que el mecanismo que permite variar su caudal, existen muchas maneras de realizar esta labor, pero la mayoría de las bombas tienen el inconveniente de producir una inestabilidad y/o disminución del rendimiento en la operación.

- Regulación del estrangulamiento de la aspiración

Esto se consigue colocando una resistencia es decir una pérdida de carga adicional en el circuito de aspiración, esto lo que quiere decir es, que se coloca una llave próxima a la zona de aspiración para evitar que su introducción no solo modifique la curva característica de la propia bomba, lo cual sería contraproducente para lo que se espera obtener. Pero en general esto se hace para reducir el caudal, lo cual se consigue a pesar, a una baja del rendimiento de la maquina lo cual debe esperarse que suceda.

- Regulación por estrangulamiento de la impulsión

Esta es preferible a la regulación de la admisión. Se debe colocar una válvula en la zona donde comienza la impulsión. El caudal conseguido será nulo cuando la válvula está cerrada y el máximo corresponderán a la válvula completamente abierta. Igualmente que en la regulación de la aspiración el rendimiento es afectado, claro está, no en la misma proporción que en el caso anterior, siendo muy por debajo esta afectación.

- Regulación por perturbación de los filetes líquidos del fluido.

Consiste en la colocación de una pequeña lengüeta que ocasionara una perturbación, de forma que los filetes líquidos los cuales poseen un régimen laminar, el cual entra por la aspiración sean perturbados convirtiéndose a un régimen turbulento y su energía, por lo tanto se altera, repercutiendo sobre el caudal.

4.44 Elección del tipo de bomba

La elección de la bomba, se realiza habitualmente en función del número de revoluciones específicas, que se expresa mediante la Ecuación N° 25.

$$n_e = 3,65 N \frac{\sqrt[3]{Q}}{H^4} \quad (25)$$

Donde:

N= numero de revoluciones por minuto de la bomba

Q= es el caudal en m³/seg.

H= altura manométrica en m de cada rodete

Con el número de revoluciones específico correspondiente a la siguiente clasificación Tabla N° 25 se determinara cual será la bomba más adecuada de acuerdo al trabajo que realizara.

Tabla N° 25. **Numero de revoluciones específicas**

Tipo de Bomba	Numero de revoluciones específicas
Bomba de Embolo	0 < n _e < 40
Bomba centrífuga lenta	40 < n _e < 140
Bomba centrífuga rápida	140 < n _e < 300
Bomba helicoidal	300 < n _e < 600
Bomba de hélice	365 < n _e < 1800

Fuente: **Manual de Maquinaria de Construcción**. Fuente: Díaz del Río (2007)

4.45 Instalación de bombeo

Al momento de realizar la instalación del sistema de bombeo es importante conocer las siguientes variables

- ✓ Caudal (l/min o m³/min).
- ✓ Aspiración máxima.
- ✓ Longitud y sección de las tuberías de aspiración y de impulsión, indicando curvas y llaves necesarias.
- ✓ Altura manométrica, altura de aspiración y de impulsión y pérdidas de carga más desfavorables. Si la bomba debe ser de funcionamiento continuo o no y en todo caso, detalle de los intervalos de funcionamiento.
- ✓ Prever emplazamientos de la bomba horizontal o vertical.

- ✓ Numero de bombas necesarias.
- ✓ Naturaleza física y química del líquido que se ha de elevar, así como temperatura y peso específico.
- ✓ Corriente de la que se dispone para el accionamiento del motor.
- ✓ En caso de no haber energía eléctrica, saber de que tipo de energía se dispone.
- ✓ Sentido de rotación de la bomba.

4.46 Labores de desagüe y capacidad de las bombas

La finalidad de las labores de desagüe son la captación y almacenamiento del agua hasta su extracción por medio de mecanismos elevadores. Estas instalaciones son muy variadas dependiendo de la importancia que tenga el desagüe para la mina. Si el caudal del agua es reducido y uniforme, el pozo puede ser profundizado en una medida de 10 a 25 m, para fines de extracción. Si el caudal es fuerte y variable, se deberán trazar galerías especiales de desagüe, a la cual fluyan todas las aguas de la mina. Estas se ubicaran debajo del nivel general de extracción, para que este pueda llenarse antes de alcanzar el nivel de la galería de transporte. El desnivel respecto de la bomba no debe superar los 5 m, para que la aspiración pueda realizarse de una forma eficiente.

Es conveniente trazar las galerías de desagüe en capas firmes de terreno, procurando protegerlas de las labores sobre todo de las realizadas con la utilización de explosivos. Si esto no se puede realizar, entonces será necesario llevar a cabo un entibado con especial cuidado. Estas galerías no deben llevarse debajo de la sala de bombas debido a que hay que respetar los cimientos de los equipos, para cumplir con esta exigencia se debe dejar un núcleo de roca de aproximadamente 10 m de espesor debajo de ellas, se unirán con el pozo de aspiración por medio de trasversales laterales. Según la suciedad del agua es recomendable realizar mantenimiento de estas en periodos no muy distantes. Las galerías de desagüe pueden independizarse por medio de la instalación de válvulas de cierre.

Un caudal de aproximadamente $1 \text{ m}^3/\text{min}$ representa 1440 m^3 , para que las labores de desagüe puedan almacenar el caudal correspondiente a veinticuatro horas deberá poseer una capacidad el depósito de aproximadamente 1500 m^3 . La capacidad de las

labores para el almacenamiento de aguas depende del número y potencia de las instalaciones de elevación y del número de horas que los equipos van a utilizar para llevar a cabo el trabajo en el día. Si la instalación de desagüe es única las labores deberán ser lo bastante capaces de dar tiempo a las actividades de mantenimiento y necesarias reparaciones, en tal caso, aunque la bomba sea única su potencia sea sobrada, la capacidad de las labores debe ser suficiente para almacenar todas las aguas durante un período de veinticuatro (24) horas a cuarenta y ocho (48) horas. En ningún caso debe existir desproporción entre los costos de ejecución de las labores de desagüe y las ventajas deducidas de su establecimiento o ampliación.

4.47 Posición de las labores de desagüe en relación con el nivel de explotación

La posición de las labores de desagüe en relación con la del nivel de explotación, tiene gran importancia. Por lo general, se realiza la instalación de forma que el piso de la cámara de bombas se encuentra a igual altura del nivel correspondiente y la instalación de galerías de desagüe se sitúa a unos 4 m por debajo del mismo. Con tal disposición el agua puede llenar totalmente las galerías de desagüe, e incluso la cámara de bombas hasta una altura de $\frac{1}{2}$ a 1 m antes de alcanzar los motores y poner en peligro su funcionamiento. Es importante destacar que en este tipo de labores el equipo adecuado sería las bombas sumergibles dado que están diseñadas para este tipo de trabajo, inclusive en situaciones donde el agua está mezclada con barro, arena entre otros sólidos.

4.48 Instalación de la cámara de bombas por debajo de la aspiración de las mismas.

Se puede dificultar muchísimo el desagüe cuando las labores se enlodan rápidamente. En el caso de grandes accesos de agua, las labores previas de desagüe no son suficientes para la decantación del lodo, debido a que el agua llega a la galería principal de aspiración, consecuencia de la fuerte corriente. En esta situación las bombas no funcionan, ya que se enlodan o se atascan completamente la tubería de aspiración, por ello la bomba solo adsorbe aire. Por esta razón el lodo contenido en el agua es muy perjudicial. Por ello la sala de bombas debe ser ubicada por debajo de las

labores de desagüe teniendo una pendiente de aproximadamente 22 %, así se evitara la absorción de las aguas enlodadas, fluyendo estas por si solas a la bomba.

4.49 Instalación de desagüe en distintos pisos y aprovechamiento de las aguas de los niveles altos

Es frecuente en una mina la presencia del agua en distintos pisos, tampoco es raro que sean los pisos superiores los que posean los mayores caudales, lo que se realiza por lo general para almacenar el agua de cada piso es la existencia de depósitos para recoger estas aguas, recurriendo a cualquiera de estas soluciones:

1. Elevar las aguas desde cada piso al exterior por medio de instalaciones de bombas independientes.
2. Enviar las aguas a las bombas emplazadas en el piso mas profundo, pero aprovechando la caída, esto se realiza aplicando presión
3. Utilizar las aguas conducidas al nivel mas profundo para producir energía moviendo un generador por medio de una turbina.

Según las circunstancias, estas tres soluciones pueden tener también aplicación simultánea y amplia mediante una adecuada distribución de las bombas. Es aconsejable la instalación de bombas en distintos pisos de una explotación, a pesar de la dispersión del servicio que lleva consigo, cuando los caudales de los pisos superiores son notablemente mayores que los de los inferiores. Entonces se utiliza como instalación principal de desagüe la de los pisos superiores, mientras que las aguas de los pisos inferiores son elevadas por medio de bombas independientes, no hasta el exterior, sino a los depósitos de las instalaciones principales.

La aplicación del segundo sistema es particularmente fácil cuando se realiza con bombas centrifugas, según sea la presión con las que las aguas lleguen, se les puede dar entrada directa, con la cual se utiliza la caída casi completamente.

4.50 Las cunetas de desagüe

La mayor parte de las cunetas dentro de una mina no se encuentran protegidas, de manera que el agua causa desgaste y por esta causa produce molestias en las labores. Se puede considerar como inconveniente, el clima perjudicial a consecuencia del aumento de la humedad relativa del aire, el hinchamiento del suelo de las galerías

cuando estas se hallan excavadas en roca arcillosa y el deterioro de la fortificación, las tuberías a consecuencia de la corrosión, por otro lado se elevan los costos del desagüe, ya que estas aguas se filtran hasta llegar a los pisos más profundos obligando a aumentar las labores principales de desagüe, creciendo los costos de extracción de agua. Por estas razones solo deben emplearse cunetas totalmente revestidas, hormigonadas y recubiertas con paneles de hormigón. Para asegurar su impermeabilidad se recubre su interior con un enlucido liso de cemento, que también resulta ventajoso para poder limpiar los depósitos que se forman sobre el fondo de las cunetas. Las placas de recubrimiento no solo impiden al agua transmitir su humedad al ambiente, si no que al mismo tiempo protegen la cuneta de la suciedad exterior, amplía el ancho útil de la galería y permite una circulación más segura. Las cunetas deben poseer una cierta pendiente, su sección debe ser mayor con respecto al caudal de agua, las paredes más ásperas y menor inclinación. Para un caudal de aproximadamente $1 \text{ m}^3/\text{min}$, es suficiente una sección de $500 \text{ a } 750 \text{ cm}^2$, el nivel del agua en la cuneta debe estar por lo menos 10 cm más abajo que el del piso.

Para evitar la influencia perjudicial del agua sobre el terreno y el ambiente de la mina se debe colocar tuberías en las galerías principales, desde las que se lleva el agua a la aspiración.

4.51 Mecanismos elevadores de aguas

Los elevadores de aguas desempeñan distintos papeles en las explotaciones mineras, según se utilicen en las instalaciones principales de desagüe o en servicios especiales. Se divide frecuentemente el drenaje en las proximidades del pozo. Son más numerosas las bombas empleadas en el desagüe auxiliares que las del drenaje principal, si bien estas son mayores y más potentes. Otra diferencia de mucha importancia, es que las grandes unidades de desagües principales se instalan en salas de maquinas amplias, bien fortificadas y protegidas contra los empujes de los terrenos, ya que trabajan en relación con las labores de almacenamiento de agua, exigen una vigilancia constante y cuidadosa. Por otra parte, las bombas de servicio auxiliares han de ser fácilmente adaptables a distintos rendimientos, no es necesario mantener una vigilancia constante ni ser susceptibles a sufrir averías por quedarse

momentáneamente sin agua, además, deben ser de fácil traslado, debido a que su emplazamiento varía con relativa frecuencia.

4.51 Calidad de las aguas

Cuando se habla de calidad del agua en las labores mineras, se hace referencia a los niveles de contaminación que pueden existir en su contenido, y su utilización luego de ser sometida a un tratamiento. Las aguas provenientes de minas de carbón contienen altos pH, siendo necesario el tratamiento de estas antes de ser bien sea reutilizadas o enviadas a corrientes de agua limpia. En el Decreto N° 883, con fecha del 11 de octubre del año 1995 sobre las Normas para la Clasificación y el Control de la Calidad de los Cuerpo de Agua y Vertidos o Efluentes Líquido establece en el Capítulo II De la Clasificación de las Aguas en el Artículo N°3, este puede ser observado en el Anexo S.

4.52 Alumbrado en minas subterránea

El tema del alumbrado en minas subterráneas es bastante complejo desde varios puntos de vista, ya que se hace difícil por varias causas, tales como: avance continuo de las labores, las condiciones de trabajo y si existe la presencia del grisú por el peligro de inflamación. Pero la iluminación es interesante y cada vez se hace más necesaria, por que aumenta la seguridad, el rendimiento, la calidad del mineral y el bienestar del trabajador.

Dentro de las minas se considera importante mantener iluminación en algunas áreas, tales como:

1. Puntos de carga
2. Galerías principales de transporte
3. Explotaciones: en la actualidad se emplean solo lámparas individuales, con algún foco complementario en puntos mecanizados o en máquinas rozadoras, etc.

En galerías y labores en que sea posible es recomendable mejorar la reflexión pintando de blanco las rocas y entibaciones. El alumbrado puede ser portátil o fijo. El primero puede ser generado utilizando distintos combustibles tales como gasolina, acetileno o simplemente eléctrica.

Las lámparas de gasolina son muy poco empleadas en la actualidad, las lámparas de acetileno, pueden ser empleadas en minas donde exista presencia de grisú. Las desventajas que presenta esta lámpara es incómoda para manejar, su llama varia mucho además de producir deslumbramiento y quemaduras.

En el periodo de los años 1900 y 1918, se produjeron muchas explosiones alrededor de 607 solamente en Prusia, estos fueron originados por el empleo de lámparas de gasolina, por esta causa estas fueron dejadas de utilizar, resultando urgente su sustitución por lámparas eléctricas portátiles.

En cuanto a la seguridad la utilización de lámparas eléctricas en minas donde existe grisú no es absoluta, sin embargo, las explosiones ocurridas en todo el mundo son despreciables prácticamente.

Lámparas portátiles; son las sustitutas de las de gasolina, son más seguras frente a la presencia de grisú, salvo que no poseen la condición de detectar su existencia, su luminosidad es de buena calidad, aunque son ligeramente pesadas.

Por otro lado tenemos las lámparas de casco individuales, se compone de un proyector, se fija al casco, y lleva una lámpara con dos filamentos. El proyector se conecta con el acumulador por medio de un cable de 1 metro a 1,5 metros de largo, el cual es flexible, este acumulador se lleva en la espalda a la altura de la cintura envuelto en una caja de metal y sujeto a un cinturón.

El proyector posee un interruptor, que se acciona a mano para encenderlo y para cambiar la luz. Estas lámparas pesan alrededor de 2 kilogramos. La luz es proyectada en dirección horizontal, una luz de tres a cinco veces más fuerte que las de mano, no deslumbran al usuario y las manos siempre están libres.

Alumbrado con lámparas fijas; este sistema es muy poco empleado y por tanto muy poco desarrollado en mina, se emplean lámparas alimentadas directamente por la una red que se puede encontrar instalada en los enganches, transversales y/o galerías principales. Si hay grisú se emplean lámparas especiales, protegidas, el voltaje no debe ser superior a 220 V, para lo cual se colocan transformadores especiales para alumbrado. En las galerías basta con una lámpara de 100 vatios preferiblemente cada 50 metros. Los turbogeneradores accionados con aire comprimido se recomiendan

para alimentar una lámpara de incandescencia en los lugares donde no llega la red eléctrica. En los talleres hay que evitar el deslumbramiento, para lo cual se recomienda el empleo de varias lámparas pequeñas en lugar de una grande además la intensidad no debe pasar de 25 A.

En cuanto al alumbrado fijo dentro de las explotaciones subterráneas, está relativamente muy poco desarrollado, por lo general se emplea en determinadas áreas tales como sala de maquinas, se ha extendido a una gran parte de las galerías. Dado a que en los últimos años se ha reconocido la necesidad del un buen alumbrado, se ha extendido el alumbrado a todos aquellos puntos de trabajo importante.

CAPÍTULO V
PROCESAMIENTO MINERAL PARA EL
TRATAMIENTO DEL CARBÓN

En este capítulo se explica el funcionamiento de cada uno de los equipos que son utilizados en el procesamiento de un mineral, con ello se pretende evaluar o validar las opciones ya existentes que mejor se adapten a las características de los carbones a ser explotados en la Concesión Cazadero 12.

5.1 Procesamiento mineral del carbón como materia prima para el coque

El objetivo principal de los procesos de molienda de minerales, radica en la reducción de tamaño de estos, que son suministrados por la etapa de trituración por lo general. Es empleada habitualmente en el tratamiento de minerales metálicos los cuales son reducidos a finos, de manera tal que se logre una liberación de los constituyentes basada sobre sus propiedades específicas. En esta etapa se requiere de una gran inversión, dado que requiere mayor potencia y materiales resistentes al desgaste los procesos industriales de alta capacidad es la molienda con utilización de molinos, la fragmentación se produce gracias a la presión, los impactos y la erosión, es decir, gracias a los mecanismos básicos de molienda los cuales se enumeran a continuación:

1. Impacto; Fragmentación: se logra mediante golpes y rebotes; dando así un producto grueso y con frecuencia de tamaño crítico.
2. Fricción; Presión/Cizallamiento: se alcanza la molienda del mineral, cuando las partículas más pequeñas son apretadas o cizalladas entre las partículas de mayor tamaño y por la presión de la molienda.
3. Erosión; Desgaste Superficial: el desgaste superficial reduce las partículas de tamaño medio y grande. El grado de erosión y el consumo de energía están relacionados con las propiedades de los materiales tales como la dureza, el tamaño de grano, entre otros.

Dependiendo del método a emplear y el tipo de material la molienda se puede clasificar en ocho (8) diferentes tipos que se presentan a continuación:

1. Molienda Simple: es en la cual todo el material es convertido en su totalidad en elementos inferiores a una dimensión determinada, sin tener en cuenta la granulometría interna del producto.

5.2 Molinos de Rodillo

Son molinos que trabajan por vía seca, están constituidos por una carcasa de acero que alberga dos rodillos que giran en sentido opuesto hacia la pared interior del molino. En los molinos formados por dos rodillos uno de ellos se encuentra fijo a la estructura mientras que el otro se desplaza en la horizontal, en dirección hacia el primero, con el objeto de admitir fragmentos de mayor o menor tamaño mediante un sistema de regulación por muelles o bien hidráulico. La abertura para la alimentación se encuentra en la parte superior justo encima de la unión de los dos rodillos, lo que produce que al girar los mismos hacia el interior con el material entre ellos se produzca la molienda. Los rodillos pueden poseer un revestimiento tanto liso como con algún diseño que pueda ser de desgaste, segmentado, soldado o con bandaje, pudiendo ser cada rodillo de un tipo diferente o ambos iguales. Son de fácil sustitución en caso de desgaste sin tener que proceder al desmontaje completo del equipo de rodillo (Figura N° 37)

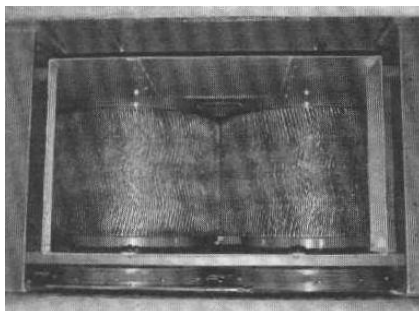


Figura N° 37. Interior de un molino de rodillo. Fueyo (1999)

Para moler el carbón, es preferible que los rodillos sean dentados, estos son dos rodillos horizontales provistos de dientes que giran en sentido contrario, estando soportado uno de ellos por un cojinete deslizante, el movimiento se transmite por correa desde el motor a uno de los cilindros, el cual posee una polea, en un extremo de su eje, consiguiéndose de esta manera el giro del otro rodillo. Los dientes sobresalen de la superficie a 13 mm ($1/2\phi$) hasta 15 o 20 cm (6ϕ a 8ϕ), y están separados entre si aproximadamente el doble de la altura, siendo mas grande cuanto mas grande sea el tamaño del producto que se desee.

La principal ventaja de los rodillos dentados en la preparación del carbón, radica en la mínima formación de finos.

En el caso de los molinos de un solo rodillo, el procedimiento es el mismo, siéndola propia pared del molino la que hace de segundo, el material cae por la tobera superior fluyendo entre la pared y el rodillo a la vez que se produce la molienda. En este caso, es la pared la que se regula mediante unos muelles hacia el rodillo con el objeto de conseguir, mayor o menor finura.

El rodillo prensa es un molino que expone al material alimentado durante un corto espacio de tiempo a una presión extremadamente alta originando así la formación de microfisuras en las partículas alimentadas y por lo tanto una elevada cantidad de material fino. Consiste en un marco simple que se puede abrir en un extremo, dos conjuntos de rodillo con cojinetes de rodillos esféricos, con lubricación por aceite, entrada y carcasa de polvo alrededor de los conjuntos de rodillos, dos reductores planetarios, normalmente un eje montado para el rodillo móvil y otro para el rodillo fijo. Ambos accionamientos están equipados con acoplamientos de seguridad.

Los reductores planetarios están fijos en los ejes de los rodillos y conectados al suelo mediante un sistema de barras de reacción equilibrada. Son accionados a través de un eje de unión universal y un acoplamiento limitador del par mecánico, así como de un motor eléctrico. Los motores son generalmente del tipo de anillo rozantes, lo que genera una reducción de la carga de arranque en el sistema eléctrico de alimentación.

Los molinos de rodillo tanto de ajuste por muelles como por sistema hidráulico se caracterizan por ser muy utilizados en materiales de relativa fragilidad y todo tipo de durezas consiguiendo una elevada uniformidad en el tamaño final. El molino de dos rodillos se utiliza ante todo para rocas, minerales, carbón, coque, entre otros, mientras que el de un solo rodillo es más apropiado para la conminación de carbón, coque, caliza, etc., con tamaños aproximados entre 30 mm y 120 mm para dar tamaños inferiores a los 5-10 mm.

Este tipo de molino es muy utilizado en la molienda de clinker de cemento.

La prensa de rodillos de alta presión es utilizada en el sistema de premolienda para moliendas de alimentación nueva y una cierta cantidad de pequeños trozos

comprimidos que son recirculados. El material comprimido en la prensa de rodillos es acabado en un circuito convencional de bolas.

El sistema de molienda semiacabada asegura una mejor utilización de la prensa de rodillos. La prensa trabaja en circuito cerrado con un desaglomerador y un separador dinámico. Los finos provenientes del circuito prensa rodillo, son sometidos a una molienda final, a la finura requerida, en un molino de bolas de una sola cámara.

5.3 Cribado

Es un proceso mecánico de clasificación dimensional de materiales de forma y dimensiones variadas, mediante la presentación de esos materiales sobre unas superficies con aberturas que dejan pasar los granos de dimensiones inferiores a las dimensiones de las aberturas, mientras que los granos de medidas superiores son retenidos y evacuados separadamente.

Este proceso se debe a que los materiales procedentes de la trituración o molienda no se ajustan a los tamaños requeridos y por lo tanto hay que hacer una separación por dimensiones en función de su uso.

El objeto de los procesos de cribado es la separación de los fragmentos mas gruesos contenidos en el todo-uno con el fin de eliminarlos o enviarlos otra vez a los procesos de reducción. Por el contrario, con los procesos de cribado también puede pretenderse la separación de los fragmentos más pequeños para eliminarlos o para clasificarlos en distintas dimensiones comerciales. Esto permite aumentar la capacidad de los aparatos de trituración y evitar la retritución.

En función del tamaño de los elementos que se desea clasificar y de los procesos a ser empleados, existe una terminología que se emplea y a continuación se enumera y describen cada uno de ellos:

1. Descabezado o escarpado: consiste en la eliminación de los elementos más gruesos de dimensiones consideradas anormales dentro del mezcla.
2. Precribado: es la separación previa que se realiza de la muestra antes de ser dirigida a la etapa de trituración con el objeto de eliminar los finos presentes en ella, y de esa manera no sean llevadas a la trituradora. Además,

dependiendo de la granulometría buscada estos finos serán eliminados o serán conducidos a las áreas del circuito donde les corresponda.

3. Calibrado: es realizada en parrillas fijas o móviles y se utilizan para la separación de los bloques o guijarros con tamaños superiores a los 100 mm.
4. Cribado: es la separación que se realiza para material comprendido entre 1,5mm y 100mm. Se realiza mediante cribas planas o inclinadas de sacudidas, cribas de vaivén, vibrantes o rotatorias, mejor conocidas como trómeles.
5. Tamizado: se realiza sobre telas muy finas, separando materiales comprendidos entre 0,04 mm y 1,5 mm.
6. Recribado: esto se realiza si se desea mejorar la clasificación eliminando los finos que sean producto de una clasificación primaria imperfecta o bien por los residuos creados durante la manipulación de las muestras, esto ocurre muy frecuentemente con los carbones.
7. Desempolvado o captación de polvos: se aplica a toda operación de cribado, cuya parte de producción de más finos constituye un residuo.
8. Agotado: son aquellas operaciones por vía húmeda que realizan la eliminación del excedente de líquidos en la mezcla sólidos-líquidos que se encuentran saturadas.

5.4 Superficie de cribado

Las cribas son aparatos que presentan una abertura de dimensiones determinadas, cuya finalidad es la de realizar la separación del producto en dos fracciones diferentes: el rechazo y el producto que pasa a través de la superficie vibrante.

Para realizar la selección de la superficie de cribado se debe tomar en cuenta las siguientes características:

- 1 La solidez de la malla con respecto a las deformaciones, la resistencia al desgaste y a las roturas por fatigas. Estos factores son considerados de gran importancia a la hora de trabajar con material de gran tamaño y peso. Las más resistentes en cuanto a estos factores son las parrillas, chapas perforadas y por último las mayas.

- 2 La regularidad de las luces de mallas. Estas son más constantes en las chapas perforadas seguidas de las mallas y las menos constantes son las parrillas.
- 3 El porcentaje de superficie útil de malla respecto a la superficie total. Estos valores son mayores en mallas de alambre (65% y 75%), y va disminuyendo en las chapas perforadas (30% al 45%) y las parrillas (10% al 75%).
- 4 El porcentaje de colmatado o cegado debido a las obstrucciones causadas por la humedad, plasticidad, suciedad, entre otras. Son varios los mecanismos utilizados para disminuir este porcentaje: las rejillas de ranuras, parrillas de perfil divergentes, varillas flotantes, mallas anticolmatado, bolas golpeando debajo de las mallas además de una serie de artificios mecánicos y térmicos instalados en las cribas.
- 5 La resistencia a las obstrucciones por atascamiento de granos difíciles. Generalmente son mayores en las cribas con parrillas de barrotes y en las chapas perforadas con luces de malla cónicas.

En la actualidad existen superficies de cribado fabricadas en materiales plásticos, nylon o en goma. Las superficies de goma son muy resistentes a la abrasión y a la corrosión, teniendo para materiales densos y abrasivos una duración superior a las parrillas de acero, los fragmentos atascados en aberturas de las superficies de goma son en general más fáciles de expulsar por el pandeo elástico de la goma. El principal inconveniente es el precio de dicho material.

- Rejillas filtrantes

Son utilizadas para llevar a cabo la separación de cuerpos sólidos y líquidos empleándose en instalaciones de lavado, secado, filtrado, clasificación y concentrado. Su duración es considerada superior a la de las cribas convencionales y sus luces pueden comenzar a partir de los 0,10 mm. Su instalación no es complicada y su rapidez puede ser aumentada con toda clase de accesorios. En la Figura N°38 se puede apreciar una rejilla filtrante

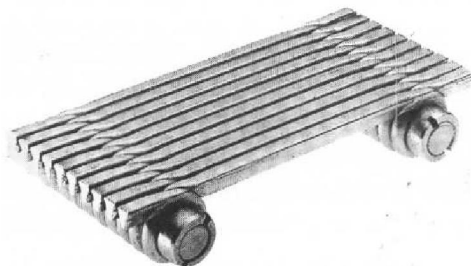


Figura N° 38. **Rejilla Filtrante.** Fueyo (1999)

5.5 Tipos de cribas

A continuación se describirán las cribas que funcionan por vía seca

5.3.1 Cribas Estáticas

No son de común aplicación, las más corrientes son las siguientes:

- Parillas planas inclinadas:

Estas constituidas por cribas de acero de sección rectangular o trapezoidal dispuestas en sentido de la pendiente, son utilizadas sobre las tolvas de recepción del todo-uno y así evitar que material de gran dimensión bloqueen la entrada a la trituradora primaria. Estas barras poseen grosores muy elevados y su resistencia es alta para soportar el todo-unos procedente de la descarga directa de los camiones. La separación de los barrotes va en función del tamaño de la tolva y puede estar entre los 25 mm y los 250 mm.

Cuando ocurren atascamientos en las parrillas de la tolva de recepción es recomendable la utilización de martillos hidráulicos que ayudan a la reducción de tamaño de este material que se atasca.

- Cribas Mecánicas

Son las utilizadas en las explotaciones de áridos y minerales, existen muchos tipos a continuación se describen algunas de ellas.

- Precribadores de barras móviles

Están constituidos por dos juegos de barras longitudinales alternadas, en los cuales las extremidades se encuentran sobre unos soportes movidos por vibradores de amplitud variable que les proporcionan un movimiento unidireccional y el otro extremo oscila

libremente. Con este mecanismo las barras pares se elevan y las barras impares realizan el movimiento inverso. Son fabricadas en acero, se emplean para la alimentación de trituradoras y en los molinos de tamaño medio. En la Figura N° 39 se puede apreciar un precribador de barras móviles en cascada.

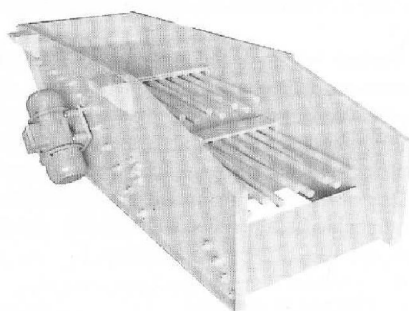


Figura N° 39. **Precribador de barras móviles en cascada.** Fueyo (1999)

- Precribadores de rodillos elípticos

Está formado por rodillos de sección elíptica estriados frabricados en acero resistente al desgasteal cual estara sometido y pueden tener de 1000 mm a 2500 mm de ancho. Se encuentran dispuestos según una pendiente de 10° a 20° y accionados todos en el mismo sentido , con la misma velocidad y sincronizacion de forma que dos rodillos sucesvos engranan en cierto modo el uno sobre el otro, manteniendo entre ellos unos intervalos constante. Suele ubicarse entre los rodillos unos peines que permitan limpiar las rocas incrustadas. Su produccion puede vaiar entre las 100 t/h y las 1500 t/h de material.

El movimiento ondulatorio creado en la superficie, produce que la materia transportada sufra una agitacion que mejora el proceso de cribado. Estos equipos no son recomendados para materieles duros y abrasivos y se utilizan por lo general en materiales pegajosos d todo tipo de tamaños con mucha presencia de arcilla. En la Figura N° 40 se puede apreciar este equipo

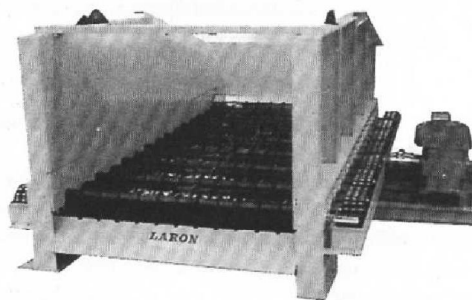


Figura N° 40. **Precribadores de rodillos elípticos.** Fueyo (1999)

- Precribadores de discos

Esta constituido por un eje de acero sobre el que van colocados los discos destinados a realizar el trabajo de separación, estos discos son hechos de acero al carbono, con una separación entre ellos que dependerá del tamaño del rechazo. La separación de los dientes varia entre los 50 mm y 120 mm y su diámetro esta entre los 750 mm y los 2000mm. Puede producir alrededor de 600 t/h a 800 t/h. Estos equipos son considerablemente pesados y sus dimensiones bastante grande, es recomendable su uso con trituradoras primarias. Se pueden emplear con productos húmedos y pegajosos.

- Precribadores Vibrantes

También conocidos como separadores de barras, se utilizan como alimentadores de trituradoras primarias, básicamente está formada por una estructura de soporte que monta dos o mas series de superficies cribante las cuales están formadas por barras como en una criba normal unas encima de otras o en forma de cascada. Este equipo realiza un precibado del todo-uno eliminando la entrada de tamaños reducidos y arcillosos antes de entrar en la trituradora. Las barras de la superficie cribante, con separaciones entre 50 mm y 150 mm, son fabricadas en acero al manganeso y su dispositivo suele ser divergente hacia el final del precibado. Su sección trapezoidal invertida y las dimensiones de las bandejas varían entre los 1200 x 2000 mm y los 6000 mm. A continuación en la Figura N° 41. Se muestra precibador vibrante en cascada

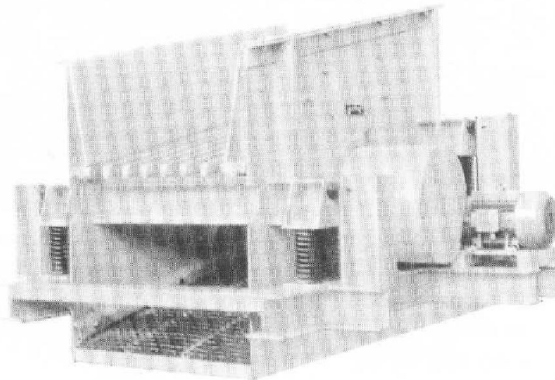


Figura N° 41. **Precribador Vibrante en Cascada.** Fueyo (1999)

5.6 Silos de almacenamiento

Los silos son contenedores de distintas formas que pueden tener capacidad de unos pocos metros cúbicos o de unos centenares, y que pueden ser abiertos o herméticamente cerrados; son utilizados para el almacenamiento o conservación de una extensa gama de productos, bien sea granos, harinas, follaje, líquidos entre otros. Todos los silos tienen aberturas de alimentación, generalmente cerca del extremo superior y boca de descarga en la base o aun lado. En los silos cerrados las aberturas están herméticamente selladas, pero a menudo se sitúa una válvula de compensación de presión en lo alto para facilitar el vaciado.

Las superficies interiores deben ser lo mas lisas posible, por lo cual se cubren con cemento vidriado, resinas sintéticas o una mezcla cuyo componente principal es el vidrio soluble. El objetivo de la realización de estos recubrimientos es facilitar el flujo del producto dentro del silo y protegerlo contra materiales corrosivos. Cuando el material almacenado posee poca movilidad se pueden acondicionar tolvas, bien para llenar o descargar el silo, las cuales poseen una inclinación de aproximadamente 28° y a las que pueden adaptarse variantes de diseño como la variación o el mezclado, para aumentar la velocidad del flujo Figura N° 41



Figura N° 41. **Silos de Almacenamiento.** Fueyo (1999)

El nivel del llenado del silo es importante al momento de realizar los cálculos del diseño. Durante una explosión se producen fuerzas horizontales y verticales sobre las paredes del silo, las cuales llegan a su máximo valor cuando el silo se encuentra vacío. A medida que el silo tiene más cantidad de producto estas presiones disminuyen y parte del puje sobre las paredes se sustituyen por el material almacenado. Cuando el silo está lleno no se producen explosiones y las presiones que soporta el mismo son las causadas por el producto almacenado.

Según el material ensilado el riesgo de producción de gases tóxicos puede segmentarse en dos: dióxido de carbono y dióxido de nitrógeno.

5.7 **Incendios y Explosiones**

Por lo general suele presentarse en silos contenedores de polvo, una explosión de polvo es el resultado de una rápida combustión de las partículas combustibles puestas en suspensión, con capacidad para propagarse, sus efectos son mecánicos (aumento de presión), térmicos (aumento de temperatura) y de producción de humos asfixiantes (consumo de oxígeno). Pero para que se produzca una explosión, además de requerir unas características determinadas de las partículas en suspensión y una determinada concentración de oxígeno, es necesaria una fuente de ignición, la cual puede tener un origen diverso, tales orígenes pueden ser calor procedente de chispas mecánicas y de fricción, equipos eléctricos, electricidad estática, herramientas alimentadas por baterías, llamas abiertas y chispa, entre otras.

Las precauciones o medidas preventivas que se deben tomar cuando existen silos de almacenamiento se describen a continuación:

Se deben controlar las nubes de polvo, especialmente cerca de posibles fuentes de ignición, realizando una limpieza completa del área, evitando levantar polvo, por ellos es mejor realizar aspiración, además se recomienda la aplicación de métodos como la separación magnética para su control. También se debe llevar un control de las posibles fuentes de ignición, procurar que el silo se mantenga lleno permanentemente, ya que un silo vacío es más propenso a sufrir una explosión, debido a que cuando este vacío se genera gases. Además de todo esto, el personal deberá cumplir con normas de seguridad en estas áreas, tales como no fumar dentro de las instalaciones, evitar la caída de objetos o materiales que puedan generar chispas.

CAPÍTULO VI

RESULTADOS

Resultados

A partir de los datos obtenidos en la investigación, de los levantamientos de cada una de las minas escogidas para llevarse a cabo esta propuesta se presentan los resultados obtenidos

6.1 Etapa de Campo marzo y octubre 2010

Para el cumplimiento de las etapas de campo se realizaron los levantamientos de cada una de las minas enmarcadas dentro de este proyecto de investigación, las cuales fueron: Arenales, la Bolivariana, la Cabrera, la Escoba, la Escondida, el Caño y Los Parras.

6.1.1 Mina Arenales

Fecha de Levantamiento: 9 de Marzo - 14 de Octubre de 2010



Figura N° 43 **Entrada de la Mina Arenales**

En esta mina (Figura N°43), el sistema de arranque y carga es completamente manual, es decir, con pico y pala, el acarreo del material del frente de explotación se lleva a cabo con carretillas que transportan el material hasta la entrada de la galería y es sacado mediante vagones cuya capacidad es de 1000 kg ó 1 ton, para esta mina estiman los trabajadores una vida útil de 30 años. Cuando se habla de un método de explotación resulta muy complejo clasificarlo, ya que los mineros para la extracción del carbón van siguiendo la misma dirección que posea el manto de carbón, en este caso se pudiera hablar de una explotación en pozo inclinado. Dado que la galería principal posee un pozo de una inclinación aproximada de unos 25° a 30° de inclinación.

El sostenimiento de esta mina es realizado con madera cedrillo, la cual es traída desde la fría estado Mérida y tiene un costo de Bs.18 cada sostén. Se puede apreciar la mala distribución del sostenimiento con cierta curvatura en la madera que demuestran el efecto del pandeo en la misma, producto de las presiones que el terreno están ejerciendo en el techo de la galería haciéndolo bajar y a su vez las presiones laterales están provocando el movimiento de las paredes de la galería, la madera se agrieta, se deshace, además de la proliferación de hongos en la madera, colocación de material de relleno entre el techo y el soporte, esto es característico de este tipo de material, esto se puede apreciar en la Figura N°44.



a) Sostenimiento de madera



b) Madera deshilachada



c) Hongo en la Madera



d) Material de Relleno entre techo y sostenimiento



e) Madera Partida



f) Relleno en la pared y sostenimiento partido



g) Pandeo de la madera de sostenimiento

Figura N°44. **Sostenimiento en la Mina Arenales**

La madera utilizada en el sostenimiento no está siendo sustituida, como medida de prevención, de acuerdo a cuando se trabaja con este material de fácil descomposición.

Cabe destacar, que al final de la galería principal debido a la acción del agua las maderas del sostenimiento se encuentran en gran avance de descomposición presentando un color naranja, además que se escurre por encima de ella, el ambiente en la galería es húmedo y posee un olor característico de madera en estado de putrefacción, parte de esta problemática se puede apreciar en la siguiente Figura N°45



Figura N°45. **Madera en descomposición por efecto del agua del frente**

En esta mina poseen dos (2) bombas para realizar el achique, una de 30 y una de 20 (Figura N°46), para el momento de esta visita se encontraba una de las bombas dañadas por lo tanto el frente se encontraba inundado (Figura N°47). Se pudo apreciar que en las galerías producción se deposita agua la cual no es sacada de las mismas contribuyendo a la inseguridad existente en este tipo de explotación.



Figura N° 46. **Bombas de achique**



Figura N° 47. **Frente inundado**

La iluminación existente es producto de la conexión en una serie de cables colocados a lo largo de la mina, sin ningún tipo de orden, cuando se realiza el encendido se hace sin ningún tipo de seguridad simplemente se conectan unos cables desprovistos de protección que pueden causar algún accidente tal y como se observa en la Figura N° 48.



Figura N °48 **Iluminación y encendido**

En la primera galería lateral, se observó el afloramiento de carbón, la misma se encuentra actualmente en producción. Se llevó a cabo la recolección de muestras de carbón utilizando el método de canales y pilas. Estas muestras fueron tomadas a una

distancia de 11,50 metros de la entrada al frente, carbones pertenecientes a la Formación Carbonera.

El precio del carbón en boca mina es de Bs.195. dicho dato fue suministrado por el encargado de la mina el Sr. Ernesto Rangel en comunicación personal. Las ganancias provenientes de estas ventas se dividen en partes iguales entre todos los mineros (sueldo mínimo) que trabajan en esta mina, además de cancelar un impuesto (de explotación) a MIBAM o a CARBOSUROESTE

6.1.2 Mina La Bolivariana



Figura N° 49. **Entrada de la Mina La Bolivariana**

Fecha del levantamiento: 20 de Octubre de 2010

Esta mina (Figura N°49), está en producción desde el año 2000, con un cálculo de 30 años de vida útil aplicando el sistema de explotación actual, produce 60 ton/sem, cuenta con un personal obrero de siete (7) personas, posee un avance en la galería principal de 107,63 metros hasta el frente de explotación. Cuenta con cuatro (4) galerías de producción, dado que hay galerías donde han ocurrido derrumbes se encuentran abandonadas. En ella se encuentra una estación de bombeo compuesta de una bomba (Figura N °50) que extrae el agua del frente de explotación debido a la existencia de problemas con el nivel freático cuyo caudal inunda el espacio rápidamente. Se pudo apreciar que el sostenimiento está bastante acorde al sistema de explotación (Figura N° 51). Cabe destacar que de las minas visitadas, La Bolivariana es una, en la que se puede apreciar un constante monitoreo de cada una de las labores, entre ellas el sostenimiento, a pesar de que se pudo observar en algunas maderas que

lo componen la presencia de hongos, al igual que con el desagüe y el mantenimiento, ya que constantemente el agua del frente es evacuada del mismo.



Figura N°50. **Bomba de extracción de agua**



Figura N° 51. **Sostenimiento
galería de producción**

El arranque, carga y acarreo del carbón, lo realizan por medio de pico, pala y carretillas. Seguidamente, con la ayuda de vagones cuya capacidad es aproximadamente de 1 ton con los cuales se lleva el material a la superficie. Los mismos son movilizados mediante un motor de camión 350 adaptado a un sistema de guayas con las cuales se arrastra el vagón fuera de la mina, conduciéndolo a una tolva donde es vaciado su contenido para posteriormente ser cargado por camiones y sacado de la zona para comercializarlo. Todo este sistema esta resumido en la Figura N° 52.

En el frente se encuentra un minero trabajando con un pico sacando el carbón del manto, este carbón es cargado utilizando una pala en una carretilla. Una vez alcanzada su máxima capacidad la misma es llevada hasta la entrada de la galería y se deposita su contenido en un espacio establecido para ello, dispuestos para ser cargado con palas a los vagones que lo sacaran fuera de la mina

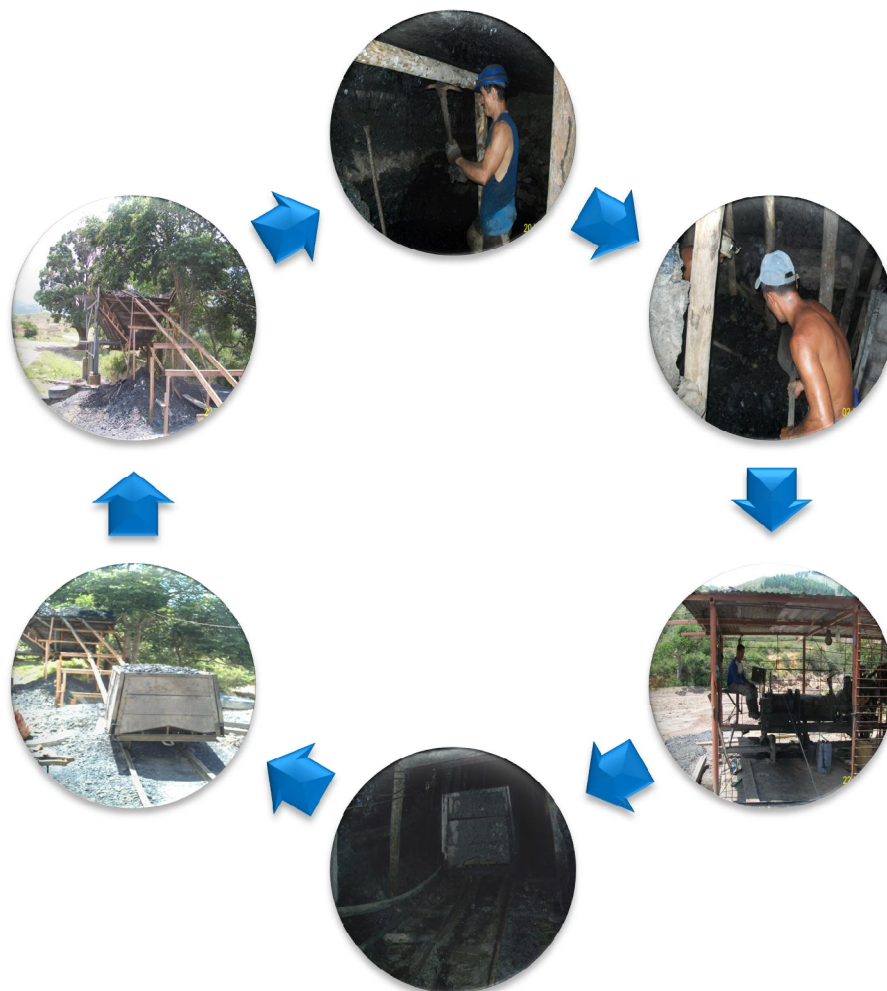


Figura N° 52. **Diagrama de la labor en la mina La Bolivariana**

El levantamiento se inició con la medición de la longitud y dirección de la galería principal de dicha mina, este levantamiento se llevó a cabo utilizando cinta métrica y brújula como se ve en la Figura N° 53, la entrada se encuentra a una inclinación aproximada de 45° a 50°, siendo de una inclinación bastante fuerte para el acceso a la galería, al lado izquierdo se cuenta con una manguera que cumple funciones de pasamanos por la cual sostenerse y facilitar el descenso o ascenso dependiendo el caso. La galería principal cuenta con sistema de iluminación cables y bombillos, el sostenimiento igual que en las minas anteriormente descritas se realiza con madera, poseen diámetros variables, la separación entre sostenimientos es bastante constante y oscila alrededor de 1,50 metros.



Medición con Brújula



Medición con cinta métrica

Figura N 53. **Medición de longitud y dirección de la mina**

A esta mina se le están realizando mejoras para aumentar su producción y condiciones de trabajo de los mineros en sus labores. Para ello se realizan construcciones de recolectores de agua en galerías de producción para bombear luego a la superficie y prolongar la vida de la bomba. Además se han construido resguardos en la galería principal donde los mineros pueden salvaguardar su vida al momento del ascenso del vagón de carga. Por otro lado el sistema de ventilación es natural, pero a diferencia de la Mina Arenales que tiene la misma constitución que la Mina La Bolivariana y además son vecinas, esta mina posee un buen sistema de distribución que permite que el aire viciado salga y el aire fresco entre.

En cuanto, al uso de equipos de protección personal se refiere, no varía mucho con respecto a las minas de la zona, usan casco, guantes en algunas ocasiones y no todos los mineros, botas de caucho y linternas de casco.

La litología es la misma que en Arenales: carbón con intercalaciones de lutita negra y arenisca en el techo, se recolectaron muestras de carbón en el frente de la explotación con ubicación de N35W74N. Este frente tenía las siguientes medidas: alto 1,77 metros, ancho de frente: 2,32 metros, además, las medidas de los mantos son: carbón 46 cm, lutita 14 cm y carbón 84cm.

6.1.3 Mina La Cabrera

Fecha del Levantamiento: 11 de Marzo -18 de Octubre de 2010

La producción de esta mina (Figura N° 54); se encuentra en 15 ton/sem, en la actualidad cuenta con dos (2) trabajadores solamente, de acuerdo a la entrevista realizada al encargado del personal. Esta mina tiene en explotación seis (6) años y se estiman que tenga una vida útil de 30 años al ritmo de producción actual, posee un avance de 258 metros. Cuando se realizan explotaciones de esta forma, es difícil definir un método de explotación ante el sistema que se implantan en ellas, por ello se puede denominar para esta mina labor en Y, ya que estas explotaciones no son llevadas por los métodos tradicionales o técnicamente clasificados.

En el portal de la mina se pudo observar la presencia de dos (2) mantos de carbón, los cuales son explotados, estos se pueden ver en la Figura N° 55



Figura N° 54. **Mina La Cabrera**



Figura N° 55 **Mantos de Carbón**

A continuación se realizó un proceso de medición de la madera del sostenimiento del portal (Figura N°56), para poder verificar la distancia en la que se colocan las maderas dentro de la galería principal. Se pudo comprobar que no existe una medida única para la colocación de la misma, variando en un rango de 1,28 metros hasta unos 95 cm, donde estas maderas pueden medir de 1,70 metros de largo para el sostenimiento, con un diámetro de aproximadamente de 5 a 7 cm.



Figura N°56. **Grafica durante el proceso de medición de la madera de sostenimiento**

También se pudo determinar mediante observación un posible problema con las presiones en el terreno, cuando al final de la galería principal se pudo ver que la pared está ejerciendo presión sobre el sostenimiento lateral, provocando que las paredes de la galería comiencen a cerrarse y ocasionen derrumbes en esta zona como se ve en la siguiente Figura N° 57, donde se puede apreciar el pandeo de la madera producto de dichas presiones y se puede observar el fracturamiento del terreno, evidenciándose

por la presencia pequeños bloques de rocas al igual que la existencia de maderas fracturadas y poco estables.



Pandeo de la Madera de Sostenimiento



Bloques de Roca Fracturada

Madera Fracturada

Figura N°57. **Movimiento del sostenimiento producto de las presiones del terreno**

En cuanto a la descripción geológica, se pudo ver en la entrada intercalaciones de carbón, lutita de forma sinclinal, con presencia de azufre además, se puede distinguir la presencia de yeso (selenita) Figura N° 58. El manto de carbón en esta explotación está a 9,50 metros de la entrada, ubicándose en las chimeneas que dan acceso a las áreas de explotación con rumbo S5°E. A 3,40 metros de avance del punto citado en la parte anterior, se encuentra un segundo manto de carbón con una dirección N5°W con una inclinación de 73°N.

Es interesante destacar que a 7,25 m de la entrada de la mina se pudo notar la presencia de estacas de madera de sostenimientos anteriores (Figura N°59), siendo

importante mencionar que a partir de los 4,62 m de longitud de la galería principal no existe sostenimiento alguno. A esta misma distancia se tomó una muestra geológica de roca de la pared de arenisca descrita en la zona como se presenta en la Figura N° 60

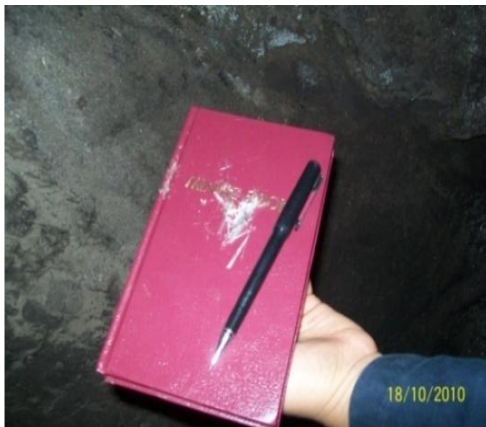


Figura N° 58. **Presencia de yeso (Selenita).**



Figura N° 59. **Estacas de madera de sostenimiento anterior.**



Figura N° 60. **Recolección de muestras de roca de la pared.**

Esta mina, es la única que posee cinco (5) martillos picadores que se alimentan de aire comprimido, para lo cual poseen un compresor como se muestra en la Figura

Nº61-A. En la Figura Nº61-B se observa el equipo para la perforación de los barrenos con carga para realización la voladura. Esta es la única mina que trabaja realizando voladuras con un explosivo de fabricación casero a base de clorato como se muestra en la Figura Nº 61-C, donde se aprecia una demostración de encendido de dicho explosivo. Esta mina es la única que puede ser calificada con semitécnica, (aunque continúen realizando la carga con pala)



Figura Nº A. Compresor



Figura Nº B. Equipo de perforación



Figura Nº C. Explosivo a base de clorato

Figura Nº 61. Equipos de la mina La Cabrera y mecha de explosivo casero

6.1.4 Mina Los Parra



Figura N° 62. **Portal de entrada de la Mina Los Parra**

Fecha del Levantamiento: 19 de Octubre de 2010.

La entrada de esta mina se muestra en la Figura N° 62, tiene en funcionamiento doce (12) años, y el carbón que se encuentra en ella, pertenece a la Formación Carbonera, en la actualidad tiene dos (2) frentes operativos de explotación, el primero posee un avance de 250 metros mientras que el segundo se encuentra a 490,15 metros de la entrada a la mina.

En la actualidad la Mina Los Parra tiene un encargado y una administradora. De la misma se extraen 5 toneladas mediante pico, pala y carretilla trabajado en pareja, donde uno pica el otro acarrea con la carretilla con el material arrancado.

Se midió el rumbo y el buzamiento de los mantos de carbón, los cuales fueron N50E 76N Figura N°63, con espesores de carbón 50 cm la *interburden* de lutita negra 40 cm y manto de carbón es de 80 cm.

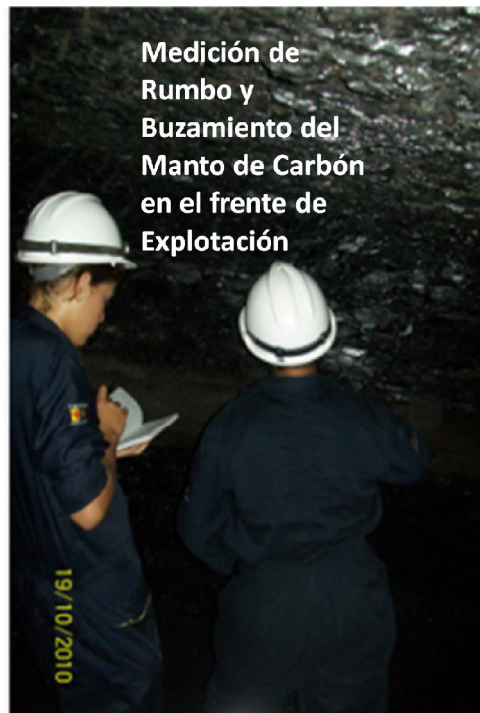


Figura N°63. **Medición de rumbo y buzamiento del manto de carbón**

En la galería se midió la altura, la cual es de 73 cm (Figura N° 64), a lo largo de la misma se pudo observar que el tipo de soporte que en ella colocan los mineros es de forma de T Figura N° 63, lo cual indica que al momento en que las presiones ejercidas por el terreno sobre los sostenimientos sean mayores, este fallará causando un riesgo de seguridad, por condiciones de trabajo

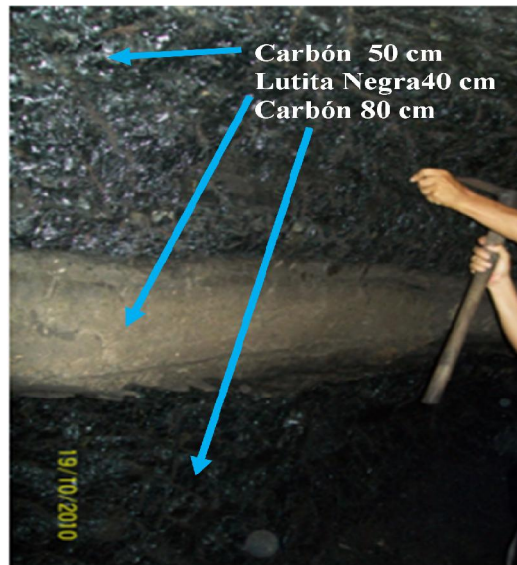


Figura 64. Mantos de carbón e intercalación de lutita negra.

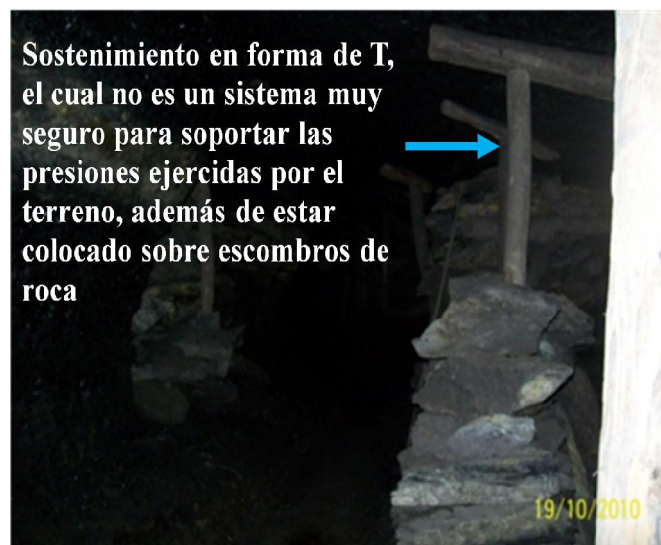


Figura N° 65. Sostenimiento en forma de T

Los Parra se encuentra en un área de 22,5 hectáreas para ser explotadas a cargo de la administración mencionada anteriormente. El ancho de la galería es de 1,50 metros y con una altura de 2,08 metros. En la Figura N°66, se puede ver una estaca de madera de cómo sostenimiento, es importante destacar que esto no es suficiente y está fuera de cualquier consideración técnica para esta finalidad. Pudiéndose apreciar en varias

zonas de la mina. En ésta existen muy pocos sistemas de sostenimiento aunque en algunas zonas no existe ninguno

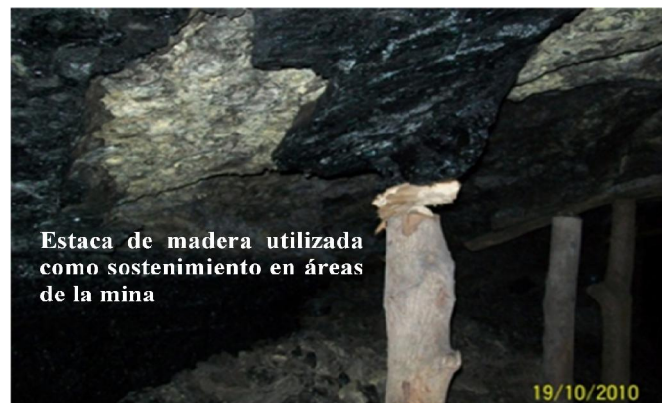


Figura N° 66. Estaca funcionando como un posible sostenimiento

6.1.5 Mina La Esmeralda



Figura N° 67. Vista de la entrada a la Mina La Esmeralda

Fecha del Levantamiento: 21 de Octubre de 2010

La Mina La Esmeralda (Figura N°67), produce dos (2) toneladas diarias, la galería principal posee un ancho de 1,45 m y dos (2) m de alto. El encargado y único trabajador es el señor Alfonso Díaz. Tiene en explotación cinco (5) años pero fue reactivada hace dos (2) meses ya que estuvo largo tiempo sin labores.

El sostenimiento como en todas las minas de la zona es de madera, igualmente no posee una medida estándar de separación entre ellos. El mantenimiento y reemplazo no es constante, además hay zonas en las que no existen ninguno. Es importante destacar, que en esta mina no existen problemas con los drenajes ya que no hay presencia de agua.

La distribución de la mina es la siguiente: una galería principal con 130,30 metros de longitud, existen dos (2) galerías secundarias de producción una de 40 m y la otra de 25 m de avance, donde el manto posee la dirección de N45E25N. Además de un frente a 62.54 m donde el manto tiene dirección S45W65N. Este manto se puede apreciar en la Figura N°68

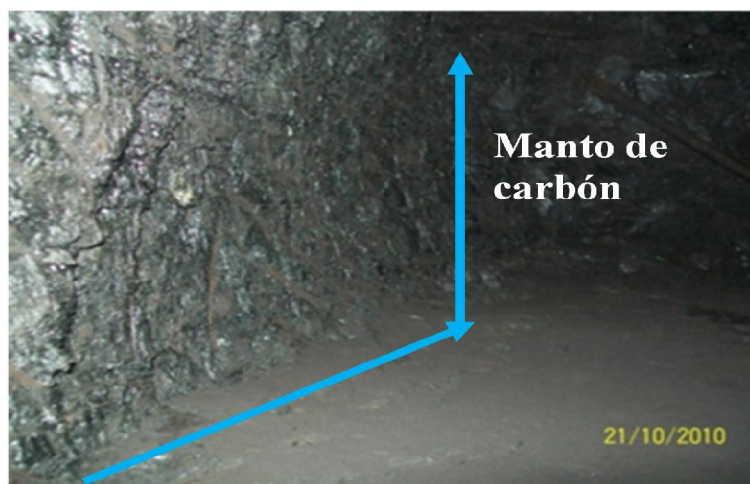


Figura N°68. **Manto de carbón**

En cuanto a la ventilación el sistema es natural, existen chimeneas destinadas para ello. En esta mina se observaron la existencia de rieles que no están en funcionamiento, debido a que se hace innecesario pues el acarreo se realiza con carretillas, el arranque con pico y la carga con pala. Se comprobó la existencia de zonas donde se encuentran hundimientos del terreno y son tapados con tablas que permitan realizar el transito en el área.



Figura N° 69. **Tolva de almacenamiento**

En la superficie se encuentra una tolva, como muestra la Figura N°69 se usa como deposito del material arrancado, los camiones se llevan el carbón a su destino final.

6.1.6 Mina La Escoba



Figura N° 70. **Entrada a la Mina La Escoba**

Fecha del levantamiento: 21 de octubre de 2010

La Mina la Escoba tiene tres (3) años en labores, se estima tiene una vida útil de nueve (9) años aproximadamente. Al igual que en las minas anteriores la explotación es artesanal utilizando picos, palas y carretillas. Esta es una de las minas mas rudimentarias, ya que las dimensiones de la galería son incomodas para transitar entre otras por la altura y el ancho que son muy reducidos. Podemos apreciar mejor lo

explicado anteriormente en la Figura N°70. El desplazamiento dentro de las galerías se hace completamente incomodo obligando al transeúnte literalmente a gatear por la mina como podemos ver en la Figura N° 71 y 72.



FiguraN° 71. **Galería principal angosta y baja**



Figura N° 72. **Dificultad de acceso a las galerías.**

El sostenimiento, es inexistente en las galerías, ya que al momento de un colapso del techo no habrá ningún sistema que soporte dichas fuerzas. En los frentes de explotación se pudo constatar una especie de sostenimiento en forma de T, el cual no tiene los elementos técnicos y constitutivos que garanticen seguridad y evitar un colapso. Este tipo de sostenimiento puede ser verse en la Figuran N° 73



Figura N°73. Sostenimiento de madera en forma de T

Esta mina posee dos niveles que están en explotación, trabajan de cuatro a cinco personas, los cuales producen cerca de cinco (5) toneladas diarias y realizan el trabajo en parejas.

Se realizó una la medición del manto de carbón en uno de los niveles de explotación, cuyos resultados son: lutita 34 cm, manto 60 cm, con una altura de 1,56 cm, como se observa en la Figura N°74.



Figura N° 74. Estructura del frente de explotación nivel inferior

6.1.7 Mina El Caño



Figura N° 75. **Portal de la Mina El Caño**

Fecha del levantamiento: 17 de Marzo de 2010

La Mina El Caño (Figura N° 75), está en producción desde hace siete (7) años, existen tres (3) mantos explotados, un (1) trabajador y extrae diariamente dos (2) toneladas. El proceso de explotación es realizado con pico y pala, el acarreo del material se hace con vagones de una (1) tonelada. Para esta mina no podemos hablar de que se trata de un método de explotación particular, ya que no posee la configuración de trabajo como tal para ello, lo cierto es que esta puede considerarse como una labor en ñYò, como una forma genérica de llamarla.

Las chimeneas como las observadas en la Figura N°76 comunican con los frentes de explotación en el nivel superior. Los buzones Figura N°77 se utilizan para depositar el material producido y estos a la vez cumplen la función de tolva para cargar los vagones que se colocan al final de estos, para complementar el ciclo de explotación.

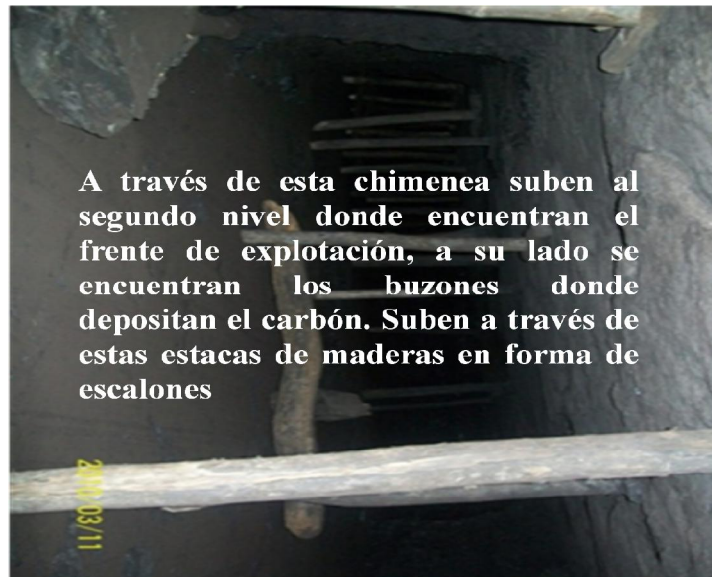


Figura N° 76. Chimenea de producción vista desde abajo

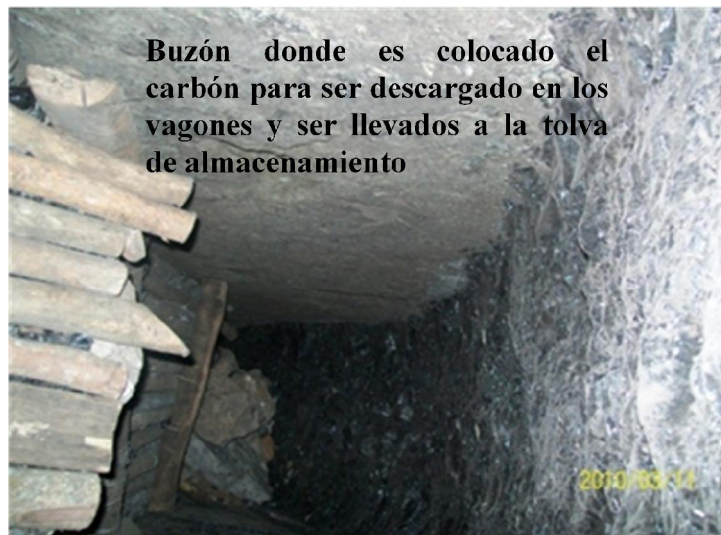


Figura N° 77. Buzón de Almacenamiento

La ventilación en esta mina es natural mediante una perforación que alcanza los 60 metros hacia la superficie por donde entra el aire y se distribuye de forma natural a lo largo de la explotación. No se observan problemas con el agua, debido a que esta mina se encuentra en una zona elevada los problemas freáticos no son comunes. Esta pertenece a la Formación Carbonera, se midió la dirección de los mantos con espesores de 70 cm en N22E62N, 80 cm de espesor con dirección N20E68N y 70 cm y con dirección S84W84N, la temperatura se encuentra en los 27°C, aunque se

detecta la presencia de humedad. En los carbones de esta mina se han realizado estudios anteriores que han dado como resultado valores de ceniza de 13000 y 14000 BTU además de 0,5% de azufre.

Esta mina cuenta con una tolva de almacenamiento donde es descargado el carbón proveniente de la mina colocándose los camiones bajo de esta donde son llenadas las tolvas con el material. Esta tolva tiene una capacidad de 30 toneladas. Los camiones cargan 10 toneladas en aproximadamente 20 minutos. La tolva se puede ver en la Figura N° 78



Figura N° 78. Tolva de Almacenamiento en la mina El Caño

Partiendo de los valores que se presentan en la Tabla N° 10, la Tabla N° 11 y la Tabla N°12. Se obtiene la información que se presenta en la Tabla N°26

6.2 Características químicas de los carbones de Lobatera

Tabla N° 26. Características químicas de los carbones de Lobatera.

Características Químicas	INZIT-CICAZI	Zajaczkowski y Ardina	CVG. VENALUM
Poder Calorífico	14350	11450	14140
Ceniza	7,5	8	4,18
Material Volátil	49,8	44,7	33,64
Humedad	0,8	1,3	5,68
Azufre		0,95	1,13
Carbono fijo	42,7		61,05

A continuación se presentan en la Tabla N°27, la longitud total de la Mina Arenales, levantadas en la primera etapa de campo, llevada a cabo en el mes de marzo 2010. Esta longitud es el producto de la suma de las longitudes de la galería principal y las galerías laterales cuyos datos se presentan en los Anexos N°1 al 5. La configuración de la mina se puede ver en el Anexo N° 8-A

6.3 Longitudes de las Minas

Tabla 27. Longitud Total de la Mina Arenales.

Arenales, Longitud Total de la Mina	Fecha de la Visita: 9 de Marzo 2010
Galerías	Longitud (metros)
Galería Principal	180,5
Galería 8	56,1
Galería 9	91,6
Galería10	47,9
Galería 11	5
Total Longitud de la Mina	381,10

En la Tabla N° 28, se presentan las longitudes totales de la Mina Los Parras, levantada en la primera y segunda etapa de campo llevada en los meses de Marzo y octubre del 2010 respectivamente. Los datos son el resultado de la suma de las longitudes de los tramos 1,1B y 2 que se presentan en los Anexos N° 6 al 8 y el Anexo N°8-B

Tabla N° 28. Longitudes Totales de la Mina Los Parras.

Mina: Los Parra	Fecha de la Visita:	Marzo - Octubre 2010
Galerías	Longitud (metros)	Dirección
Portal	20	N25W
Tramo 1	400	N20W
Tramo 2	250	N2W
Tramo 1B	90,15	N65W
Longitud Total de la Mina	760,15	

En la Tabla N°29, se presentan los datos del levantamiento longitudinal de la Mina La Cabrera, mostrando la longitud total de la misma, la ubicación de las chimeneas de explotación y almacenamiento de carbón en el Anexo N°8-C

Tabla N° 29 Longitud Total de la Mina La Cabrera.

Mina:	La Cabrera	Fecha de la Visita:	11 de Marzo de 2010
Punto	Galerías	Longitud (metros)	Dirección
1	Portal		N2W
2	Chimenea 1	40	N2W
3	Chimenea 2	20	N2W
4	Chimenea 3	15	N2W
5	Chimenea 4	15	N2W
6	Chimenea 5	15	N2W
7	Chimenea 6	15	N2W
8	Ubicación del Compresor	15	N2W
9	Chimenea 7	18	N2W
10	Chimenea 8	15	N2W
11	Chimenea 9	15	N2W
12	Chimenea 10	15	N2W
13	Chimenea 11	15	N2W
14	Chimenea 12	15	N2W
15	Chimenea 13	15	N2W
16	Chimenea 14	15	N2W
	Longitud Total de la Mina	258	

La Tabla N° 30, recoge la longitud de la Mina El Caño, señalando la ubicación los buzones de almacén del Mineral, en el Anexo N°8-D, se puede observar una vista de planta de la mina.

Tabla N°30. Longitud Total de la Mina El Caño.

Mina:	El Caño	Fecha de la Visita:	11 de Marzo de 2010
Punto	Galerías	Longitud (metros)	Dirección
1	Portal	38,00	N64E
2	Galería Principal	11,20	N70E
3	Galería Principal	7,00	N70E
4	Galería Principal	4,20	N70E
5	Galería Principal	13,00	N70E
6	Galería Principal	12,50	N70E
7	Galería Principal	20,00	N70E
8	Buzón de Almacén 1	10,50	ancho del buzón: 2,20
9	Buzón de Almacén 2	11,40	ancho del buzón: 1,20
10	Buzón de Almacén 3	8,30	ancho del buzón: 1,80
11	Buzón de Almacén 4	16,20	ancho del buzón: 1,50
12	Buzón de Almacén 5	21,50	ancho del buzón: 1,20
13	frente	11,50	N70E
	Longitud Total de la Mina	185,30	

En la Tabla N°31, se ven las longitudes de la galería principal y las galerías de producción de la Mina La Bolivariana cuyos datos fueron obtenidos en la segunda etapa de campo durante el mes de octubre de 2010, datos que se encuentran detalle en los Anexos 1, en el Anexo 8-E se puede ver el plano de esta

Tabla N°31 Longitud Total de la Mina La Bolivariana.

La Bolivariana, Longitud Total de la Mina	Fecha de la Visita: 20 de Octubre 2010
Galerías	Longitud (metros)
Galería Principal	107,63
Galería de Producción 1	118,4
Galería de Producción 2	39
Galería de Producción 3	104,40
Galería de Producción 4	25,1
Total Longitud de la Mina	394,53

La Tabla N°32, muestra la longitud total de la Mina La Escoba, las dimensiones de la galería principal así como de la galería superior. Los datos de cada una de estas se

encuentran compilados en lo Anexos 15 y 16 y el plano de la misma se muestra en el Anexo 8-F

Tabla N°32 Longitud Total de la Mina La Escoba.

Mina:	La Escoba	Fecha de la Visita: 21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)
1	Galería Principal	50,36
2	Galería Superior	67,40
	Longitud Total de La Mina	117,76

En la Tabla N°33, se observa la longitud total de la Mina La Esmeralda, y la longitudes de la galería principal, los valores se encuentran reflejados en los Anexos 17 al 19, en el Anexo 8-G

Tabla N° 33. Longitud Total de la Mina La Esmeralda.

Mina:	La Esmeralda	Fecha de la Visita: 21 de Octubre
1	Longitud Galería Principal	130,30
2	Longitud Galería 4	62,54
3	Longitud Galerías Laterales	65,00
	Total Longitud de la Mina	257,84

6.4 Producción actual de las minas

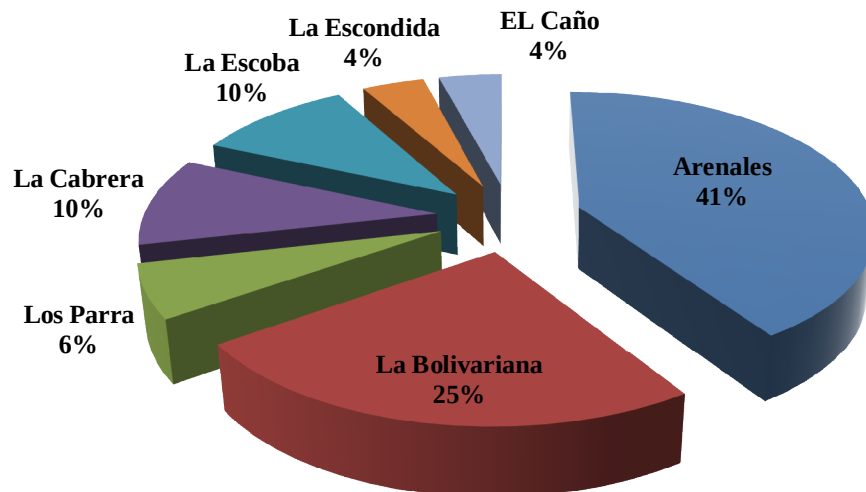
En la Tabla N° 34, se presenta la producción actual de las minas visitadas en la Concesión Cazadero 12, para el mes de octubre de 2010.

Tabla N°34. **Producción Actual de las Minas Octubre 2010 (toneladas)**

N°	Mina	Producción Diaria	Producción Semanal	Producción Mensual	Producción Anual
1	Arenales	20	100	440	4400
2	La Bolivariana	12	60	264	2640
3	Los Parra	3	15	66	660
4	La Cabrera	5	15	110	1100
5	La Escoba	5	25	110	1100
6	La Escondida	2	10	44	440
7	EL Caño	2	10	44	440
		49	235	1078	10780

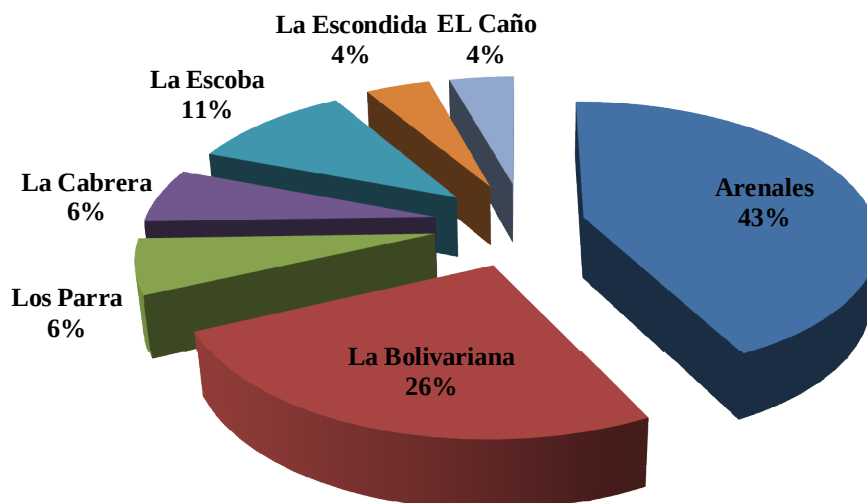
A continuación se muestran los Gráficos N° 2 al 5, donde se pueden apreciar los valores porcentuales de la producción de las minas mostradas en la Tabla N°41

Grafica N° 2. Porcentaje que representa la producción diaria de las minas Octubre 2010



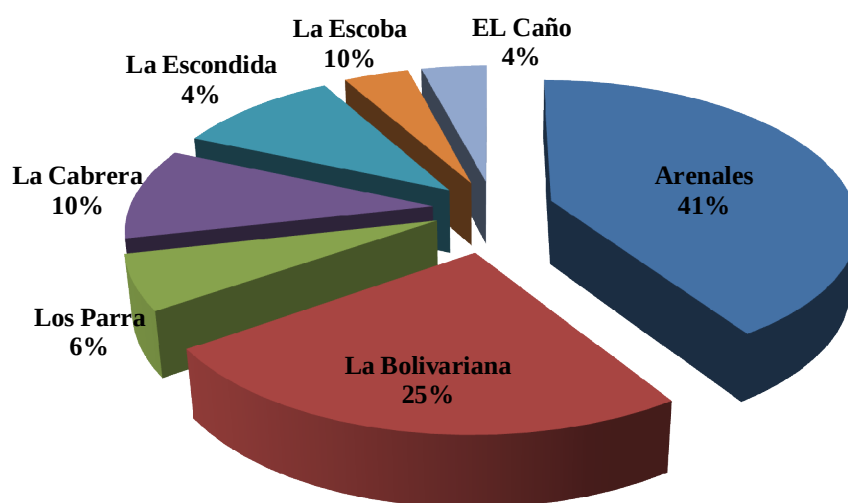
Elaboración Propia a partir de los Datos de la Tabla N° 60

Grafica N° 3. Porcentaje que representa la producción semanal de las minas Octubre 2010



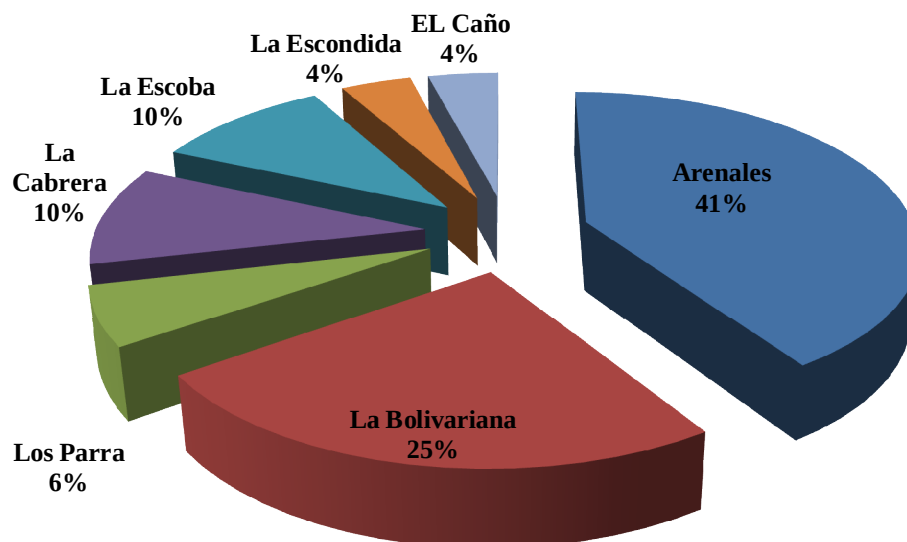
Elaboración Propia a partir de los Datos de la Tabla N° 60

Grafica N° 4. **Porcentaje que representa la producción mensual de las minas Octubre 2010**



Elaboración Propia a partir de los Datos de la Tabla N° 60

Grafica N° 5. **Porcentaje que representa la producción anual de las minas Octubre 2010**



Elaboración Propia a partir de los Datos de la Tabla N° 60

6.5 Producción Horaria

Utilizando la Ecuación N° 2, y utilizando la producción anual, los días trabajados, el turno de trabajo y la eficiencia de la operación se realiza el cálculo de la producción horaria:

Producción horaria requerida= 32,08 Toneladas/hora.

Con la Ecuación N° 3, utilizando las longitudes de las minas obtenidas todas en campo y la velocidad que puede alcanzar la autocargadora dato suministrado en el catálogo del equipo se obtiene el tiempo de ciclo total del equipo cada una de las minas. Ver en la Tablas N° 35 al 41

Tabla N°35. Tiempo de Ciclo Mina Arenales

Tiempo de Acarreo Mina Arenales			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de Ciclo (seg)
Galería Principal	180,5	1,76	102,56
Galería 8	56,1	1,76	31,88
Galería 9	91,6	1,76	52,05
Galería 10	47,9	1,76	27,22
Galería 11	5	1,76	2,84
Tiempo de ciclo total			216,53

Tabla N°36. Tiempo de Ciclo Mina Los Parras

Tiempo de Acarreo Mina Los Parras			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de Ciclo (seg)
Portal	20	1,76	11,46
Tramo 1	400	1,76	227,27
Tramo 2	250	1,76	142,05
Tramo 1B	90,15	1,76	51,22
Tiempo de ciclo total			431,90

Tabla N° 37. **Tiempo de Ciclo Mina La Cabrera**

Tiempo de Acarreo Mina la Cabrera			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de ciclo (seg)
Chimenea 1	40	1,76	22,73
Chimenea 2	20	1,76	11,36
Chimenea 3	15	1,76	8,52
Chimenea 4	15	1,76	8,52
Chimenea 5	15	1,76	8,52
Chimenea 6	15	1,76	8,52
Ubicación del Compresor	15	1,76	8,52
Chimenea 7	18	1,76	10,23
Chimenea 8	15	1,76	8,52
Chimenea 9	15	1,76	8,52
Chimenea 10	15	1,76	8,52
Chimenea 11	15	1,76	8,52
Chimenea 12	15	1,76	8,52
Chimenea 13	15	1,76	8,52
Chimenea 14	15	1,76	8,52
Tiempo de ciclo total			146,59

Tabla N° 38. **Tiempo de Ciclo Mina La Bolivariana**

Tiempo de Acarreo Mina La Bolivariana			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de Ciclo (seg)
Galería Principal	107,63	1,76	61,15
Galería de Producción 1	118,4	1,76	67,27
Galería de Producción 2	39	1,76	22,16
Galería de Producción 3	104,40	1,76	59,32
Galería de Producción 4	25,1	1,76	14,26
Tiempo de ciclo total			224,16

Tabla N°39 **Tiempo de Ciclo Mina El Caño**

Tiempo de Acarreo Mina El Caño			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de ciclo (seg)
Portal	38,00	1,76	21,59
Galería Principal	11,20	1,76	6,36
Galería Principal	7,00	1,76	3,98
Galería Principal	4,20	1,76	2,39
Galería Principal	13,00	1,76	7,39
Galería Principal	12,50	1,76	7,10
Galería Principal	20,00	1,76	11,36
Buzón de Almacén 1	10,50	1,76	5,97
Buzón de Almacén 2	11,40	1,76	6,48
Buzón de Almacén 3	8,30	1,76	4,72
Buzón de Almacén 4	16,20	1,76	9,20
Buzón de Almacén 5	21,50	1,76	12,22
frente	11,50	1,76	6,53
Tiempo de ciclo total			105,28

Tabla N° 40. **Tiempo de Ciclo Mina La Escoba**

Tiempo de Acarreo Mina La Escoba			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de Ciclo (seg)
Galería Principal	50,36	1,76	28,61
Galería Superior	67,40	1,76	38,30
Tiempo de ciclo total			66,91

Tabla N° 41. **Tiempo de Ciclo Mina La Esmeralda**

Tiempo de Acarreo Mina La Esmeralda			
Galerías	Longitud (metros)	Velocidad (m/seg)	Tiempo de Ciclo (seg)
Longitud Galería Principal	130,3	1,76	74,03
Longitud Galería 4	62,54	1,76	35,53
Longitud Galerías Laterales	65	1,76	36,93
Tiempo de ciclo total			146,50

Utilizando el tiempo de ciclo de cada mina antes mostrado se determina el Número de ciclos/hora con la ayuda de la Ecuación N° 5, igualmente para cada mina, cuyos resultados se encuentran en la Tabla N° 42

Tabla N° 42. **Numero de Ciclos/ Hora de cada Mina**

Minas	Tiempo ciclo/total	N° Ciclo/hora
Tiempo de ciclo total Mina Arenales	216,53	2,4
Tiempo de ciclo total Mina Los Parras	431,90	1,2
Tiempo de ciclo total Mina La Bolivariana	224,16	2,4
Tiempo de ciclo total Mina La Escoba	66,91	4,4
Tiempo de ciclo total Mina La Esmeralda	146,50	3,5

Para la determinación de las toneladas de material se utilizó la Ecuación N° 6, tanto para la autocargadora como para el ferrocarril respectivamente Partiendo de las características específicas del equipo seleccionado para el acarreo del carbón se tiene que:

Toneladas de Material/ ciclo (autocargadora): 1,73 Toneladas/ciclo

Toneladas de Material /ciclo (ferrocarril)= 6 Toneladas/ciclo

Finalmente con la producción Horaria, el número de ciclos y las toneladas de material por ciclo se determinarán cuantos equipos se necesitan en cada mina, aplicando para ello la Ecuación N°4. Los cuales se pueden ver en la Tabla N°43

Tabla N° 43. Equipos necesarios para la operación en cada mina

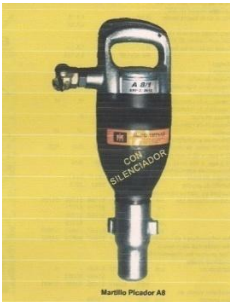
Mina	N° equipos
Arenales	9
Los Parras	4
La Bolivariana	9
La Escoba	6
La Esmeralda	6

6.3 Equipos Seleccionados para la operación

6.3.1 Equipo de Arranque

El equipo seleccionado para llevar a cabo el arranque del carbón (Tabla N°44) es un martillo picador neumático, debido a que es el equipo que mejor se adapta a las necesidades del sistema de explotación llevado a cabo en las minas de la Concesión Cazadero 12.

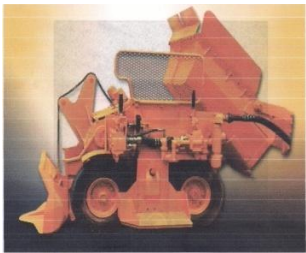
Tabla N° 44: Equipo de arranque

Equipo	Modelo	Características	
	Martillo Picador Neumático A8 FH R25	Peso (kg)	9,2
		Longitud (mm)	460
		Diámetro pistón(mm)	33
		Carrera del Pistón (mm)	130
		Numero de Golpes (u/seg)	25
		Consumo de Aire (l/seg)	15
		Rosca conexión	R3/4
		Nivel de Sonido (dB)	106

6.3.2 Equipo de Carga y Acarreo

Como equipo de carga y acarreo (Tabla N°45) se seleccionó la autocargadora, equipo que se adecua bastante bien a las condiciones geométricas de las minas, Arenales, La Bolivariana, Los Parra.

Tabla N° 45. **Equipo para Carga y Acarro**

Equipo	Modelo	Características	
	Autocargador 150/1000B	Capacidad de Balde (m ³)	0,15
		Capacidad de tolva (m ³)	1
		Velocidad (m/seg)	1,76
		Peso (kg)	3000

Se considero, además, adecuado la selección de ferrocarriles eléctricos de 3 o 4 vagones de carga los cuales puedan acarrear dos (2) toneladas cada uno, así como la utilización de palas de arrastre, dependiendo esta de la geometría de cada

Para el mantenimiento de las vías de las minas donde se utilice la autocargadora, se recomienda la utilización de una motoniveladora, que se adapte a las dimensiones de cada galería, que se encargue de realizar este trabajo

La Tabla N°46, compila los equipos a ser utilizados en cada mina según la aplicación de los criterios.

Tabla N° 46. **Equipo seleccionado por mina**

Minas	Equipos de minería subterránea		
	Arranque	Carga	Acarreo
Arenales	Martillo Picador	Autocargadora	Pala de Arrastre
La Bolivariana	Martillo Picador	Autocargadora	Pala de Arrastre
La Cabrera	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril
El Caño	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril
La Esmeralda	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril
La Escoba	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Pala de Arrastre
Los Parra	Martillo Picador	Autocargadora	Autocargadora

6.4 Método de explotación seleccionado

Para la selección del método de explotación se parte de las características de las minas visitadas en la Concesión Cazadero 12, escogiéndose los métodos más adecuados mostrados en la Tabla N° 47

.Tabla N° 47. **Métodos de explotación**

Minas	Método de Explotación Propuesto
Arenales	Pozo Inclinado
La Bolivariana	Pozo Inclinado
La Cabrera	Labor en ñYò
El Caño	Labor en ñYò
La Esmeralda	Labor en ñYò
La Escoba	Labor en ñYò
Los Parra	Cámaras y Pilares de pared larga

6.5 Sostenimiento

Para realizar el sostenimiento en las minas de este estudio se ha seleccionado el sostenimiento hidráulico conocido como estemples cortos. Que responden a la

necesidad sentida de evitar la deforestación para utilizar la madera de la zona como material para el sostenimiento, y que puede ser reutilizada en otros frentes de trabajo una vez agotadas las reservas. En la Tabla N° 48 se refieren sus especificaciones

Tabla N° 48. **Sostenimiento Hidráulico seleccionado**

Equipo	Modelo	Especificaciones	
	Marca: Macnery S.L Estemples Cortos	Altura Cerrado mm	1250
	Modelos 125/285	Altura Abierto mm	2850

6.6 Tensiones del Terreno

A continuación se presentan los valores de la Clasificación de Bieniawski para cada una de las minas de la Concesión Cazadero 12, los valores de RMR y los valores para llevar a cabo la Clasificación de Barton, además el valor obtenido de Q.

6.9.1 Mina Arenales

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 49 **Clasificación de Bieniawski Mina Arenales**

N°	Minas Arenales	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	1
5	Agua freática	0
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina Arenales: 21

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 50 **Clasificación del Terreno Mina Arenales**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
<i>RMR Mina Arenales</i>	<i>Clase I/ Mala</i>

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 51 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina Arenales**

N°	Mina Arenales	Valores
1	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	0,5
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 3,47

Calidad del terreno: Pobre, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,30

6.9.2 Mina La Bolivariana

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 52 **Clasificación de Bieniawski Mina La Bolivariana**

N°	Minas La Bolivariana	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation (RQD)</i>	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	1
5	Agua freática	0
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina La Bolivariana: 21

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 53 **Clasificación del Terreno Mina La Bolivariana**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina La Bolivariana	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 54 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Bolivariana**

N°	Mina La Bolivariana	Valores
1	<i>Rock Mass Designation (RQD)</i>	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	0,5
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 3,47

Calidad del terreno: Pobre, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,30

6.7.3 Mina La Cabrera

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 55 **Clasificación de Bieniawski Mina La Cabrera**

N°	Minas La Cabrera	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	5
5	Agua freática	10
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina La Cabrera: 35

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 56 **Clasificación del Terreno La Cabrera**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina La Cabrera	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 57 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde La Cabrera**

N°	Mina La Cabrera	Valores
1	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	0,66
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 4,58

Calidad del terreno: Regular, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,27

6.7.4 Mina La Escoba

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 58 **Clasificación de Bieniawski Mina La Escoba**

N°	Minas La Escoba	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	5
5	Agua freática	15
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina La Escoba: 40

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 59 **Clasificación del Terreno Mina La Escoba**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina La Escoba	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 60 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Escoba**

N°	Mina La Escoba	Valores
1	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	1
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 6,98

Calidad del terreno: Regular, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,24

6.7.5 Mina La Esmeralda

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 61 **Clasificación de Bieniawski Mina La Esmeralda**

N°	Minas La Esmeralda	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	Rock Mass Designation (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	5
5	Agua freática	15
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina La Esmeralda: 40

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 62 **Clasificación del Terreno Mina La Esmeralda**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina LA Esmeralda	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 63 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina La Esmeralda**

N°	Mina La Esmeralda	Valores
1	Rock Mass Designation (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coeficiente hidrológico (Jw)	1
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (Rock Mass Quality): 6,93

Calidad del terreno: Regular, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,24

6.7.6 Mina El Caño

Clasificación de Bieniawski

Tabla N°64 Clasificación de Bieniawski Mina El Caño

N°	Minas El Caño	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	5
5	Agua freática	15
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la mina El Caño: 40

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N°65 Clasificación del Terreno Mina El Caño

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina El Caño	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N°66 Clasificación de Barton, Lien y Lunde Mina El Caño

N°	Mina El Caño	Valores
1	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	1
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 6,93

Calidad del terreno: Regular, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,24

6.7.7 Mina Los Parra

Clasificación de Bieniawski

Tabla N° 67 **Clasificación de Bieniawski Mina Los Parra**

N°	Minas Los Parra	Valores
1	Resistencia a la compresión simple (kg/cm ²)	4
2	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
3	Separación entre diaclasas	5
4	Estado de las diaclasas	5
5	Agua freática	7
6	Corrección por la orientación de las diaclasas	2

RMR para la Mina Los Parra: 40

Clase de Acuerdo al RMR

Tabla N° 68 **Clasificación del Terreno Mina Los Parra**

Clasificación de acuerdo al RMR	Clasificación
RMR Mina Los Parra	Clase I/ Mala

Clasificación de Barton, Lien y Lunde

Tabla N° 69 **Clasificación de Barton, Lien y Lunde Los Parra**

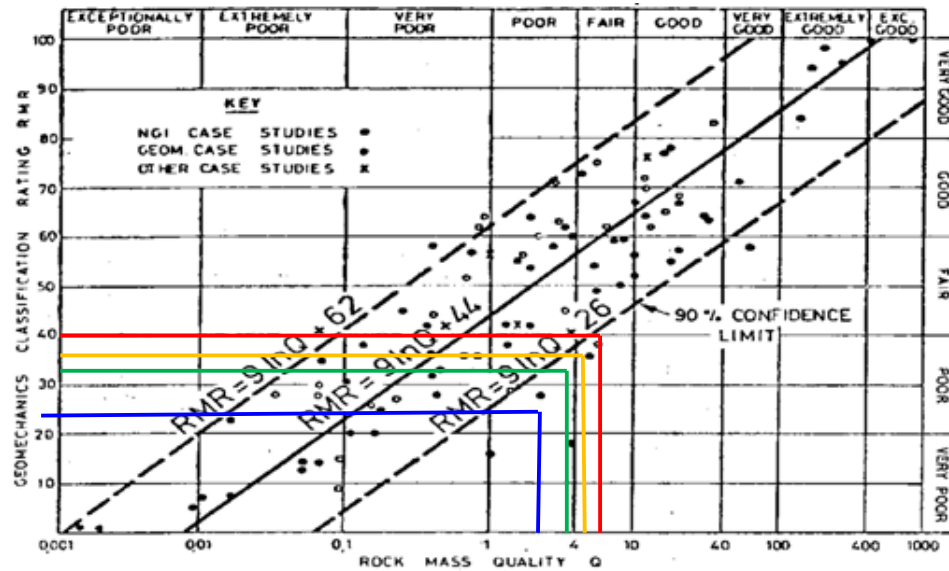
N°	Mina Los Parra	Valores
1	<i>Rock Mass Designation</i> (RQD)	13
2	Índice de Diaclasado (Jn)	0,5
3	Índice de rugosidad (Jr)	1
4	Índice de alteración (Ja)	0,75
5	Coefficiente hidrológico (Jw)	0,66
6	Factor de reducción (SRF)	5

Q (*Rock Mass Quality*): 4,58

Calidad del terreno: Regular, Tensión del terreno en Kg/cm²: 0,60

En el Grafico N° 6, corresponde a la calidad del terreno para cada una de las minas en estudio:

Grafico N° 6. Calidad del Terreno para cada Mina



Fuente: Elaboración propia a partir de datos tomados en campo para las minas estudiadas y gráfico tomado de Perry (1999)

Leyenda

Minas						
Arenales	La Bolivariana	La Cabrera	La Escoba	La Esmeralda	El Caño	Los Parra

6.10 Ventilación

Caudal necesario para suministrar aire a las minas

6.10.1 Mina Arenales (Tabla N° 70)

Tabla N° 70. Caudal de aire Mina Arenales

Galerías	Caudal Q (m3/seg) para la mina Arenales		
	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Galería Principal	0,30	323,71	97,11
Galería 8	0,30	95,87	28,76
Galería 9	0,30	11,68	3,50
Galería 10	0,30	16,95	5,09
Galería 11	0,30	10,00	3,00
			137,46

6.8.2 Mina La Bolivariana (Tabla N° 71)

Tabla N° 71. Caudal de aire Mina La Bolivariana

Galerías	Caudal Q (m3/seg) para la mina La Bolivariana		
	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Galería Principal	0,3	209,11	62,73
Galería de Producción 1	0,3	212,06	63,62
Galería de Producción 2	0,3	78,00	23,40
Galería de Producción 3	0,3	194,46	58,34
Galería de Producción 4	0,3	50,20	15,06
			223,15

6.8.3 Mina La Escoba (Tabla N° 72)

Tabla N° 72. Caudal de aire Mina La Escoba

Galería	Caudal Q (m3/seg) para la mina La Escoba		
	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Galería Principal	0,3	103,13	30,94
Galería Superior	0,3	201,24	60,37
			91,31

6.8.4 Mina La Esmeralda (Tabla N° 72)

Tabla N° 72. Caudal de aire Mina La Esmeralda

Caudal Q (m ³ /seg) para la mina La Esmeralda			
Galería	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Longitud Galería Principal	0,3	234,54	70,36
Longitud Galería 4	0,3	112,57	33,77
Longitud Galerías Laterales	0,3	130,00	39,00
			143,13

6.8.5 Mina La Cabrera (Tabla N° 73)

Tabla N° 73. Caudal de aire Mina La Cabrera

Caudal Q (m ³ /seg) para la mina La Cabrera			
Galerías	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Chimenea 1	0,3	70,00	21,00
Chimenea 2	0,3	37,80	11,34
Chimenea 3	0,3	30,00	9,00
Chimenea 4	0,3	30,00	9,00
Chimenea 5	0,3	30,00	9,00
Chimenea 6	0,3	21,75	6,53
Ubicación del Compresor	0,3	13,50	4,05
Chimenea 7	0,3	21,60	6,48
Chimenea 8	0,3	26,25	7,88
Chimenea 9	0,3	30,00	9,00
Chimenea 10	0,3	30,00	9,00
Chimenea 11	0,3	30,00	9,00
Chimenea 12	0,3	30,00	9,00
Chimenea 13	0,3	30,00	9,00
Chimenea 14	0,3	28,50	8,55
			137,82

6.8.6 Mina El Caño (Tabla N° 74)

Tabla N° 74. Caudal de aire Mina El Caño

Caudal Q (m3/seg) para la mina EL Caño			
Galerías	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Portal	0,3	76,00	22,80
Galería Principal	0,3	19,04	5,71
Galería Principal	0,3	11,20	3,36
Galería Principal	0,3	5,88	1,76
Galería Principal	0,3	26,00	7,80
Galería Principal	0,3	25,00	7,50
Galería Principal	0,3	35,00	10,50
Buzón de Almacén 1	0,3	2,25	0,68
Buzón de Almacén 2	0,3	2,80	0,84
Buzón de Almacén 3	0,3	16,60	4,98
Buzón de Almacén 4	0,3	31,59	9,48
Buzón de Almacén 5	0,3	30,10	9,03
frente	0,3	23,00	6,90
			91,34

6.8.7 Mina Los Parra (Tabla N°75)

Tabla N° 75. Caudal de aire Mina Los Parra

Caudal Q (m3/seg) de aire Mina Los Parra			
Galerías	Velocidad (m/seg)	Sección (m ²)	Caudal (m ³ /seg)
Portal			
Tramo 1	0,3	800,00	240,00
Tramo 2	0,3	500,00	150,00
Tramo 1B	0,3	145,93	43,78
			433,78

6.11 Temperatura efectiva TE que debe existir en cada mina

Los resultados estimados para la de las minas se muestran a continuación, una tabla por cada mina:

6.9.1 Mina Arenales (Tabla N° 76)

Tabla N° 76. Temperatura efectiva en las labores Mina Arenales

Temperatura Efectiva °C para la mina Arenales				
Galerías	Th (mina)	Ts (atm)	Velocidad (m/seg)	Te °C
Galería Principal	35	25	0,30	31,70
Galería 8	35	25	0,30	31,70
Galería 9	35	25	0,30	31,70
Galería 10	35	25	0,30	31,70
Galería 11	35	25	0,30	31,70

6.9.2 Mina La Bolivariana (Tabla N° 77)

Tabla N° 77. Temperatura efectiva en las labores Mina La Bolivariana

Temperatura Efectiva °C para la mina La Bolivariana				
Galerías	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad m/seg	Te °C
Galería Principal	33	27	0,3	30,9
Galería de Producción 1	33	27	0,3	30,9
Galería de Producción 2	33	27	0,3	30,9
Galería de Producción 3	33	27	0,3	30,9
Galería de Producción 4	33	27	0,3	30,9

6.9.3 Mina La Escoba (Tabla N° 78)

Tabla N° 78. Temperatura efectiva en las labores Mina La Escoba

Temperatura Efectiva °C para la mina La Escoba				
Galería	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad (m/seg)	Te °C
Galería Principal	29,00	25,00	0,3	27,50
Galería Superior	29,00	25,00	0,3	27,50

6.9.4 La Esmeralda (Tabla N° 79)

Tabla N° 79. Temperatura efectiva en las labores Mina La Esmeralda

Galería	Temperatura Efectiva °C para la mina La Esmeralda			
	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad m/seg	Te °C
Longitud Galería Principal	24	25	0,3	24
Longitud Galería 4	24	25	0,3	24
Longitud Galerías Laterales	24	25	0,3	24

6.9.5 Mina El Caño (Tabla N° 80)

Tabla N° 80 Temperatura efectiva en las labores Mina El Caño

Galerías	Temperatura Efectiva °C para la mina El Caño			
	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad m/seg	Te °C
Portal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Galería Principal	25,30	22,50	0,3	24,16
Buzón de Almacén 1	25,30	22,50	0,3	24,16
Buzón de Almacén 2	25,30	22,50	0,3	24,16
Buzón de Almacén 3	25,30	22,50	0,3	24,16
Buzón de Almacén 4	25,30	22,50	0,3	24,16
Buzón de Almacén 5	25,30	22,50	0,3	24,16
frente	25,30	22,50	0,3	24,16

6.9.6 Mina La Cabrera (Tabla N° 81)

Tabla N° 81. **Temperatura efectiva en las labores Mina La Cabrera**

Galerías	Temperatura Efectiva °C para la mina La Cabrera			
	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad m/seg	Te °C
Chimenea 1	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 2	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 3	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 4	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 5	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 6	25,6	25	0,3	25,12
Ubicación del Compresor	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 7	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 8	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 9	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 10	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 11	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 12	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 13	25,6	25	0,3	25,12
Chimenea 14	25,6	25	0,3	25,12

6.9.7 Los Parra (Tabla N° 82)

Tabla N°82. **Temperatura efectiva en las labores Mina Los Parra**

Galerías	Temperatura Efectiva °C para la mina Los Parra			
	Th(den mina)	Ts (atm)	Velocidad(m/seg)	Te °C
Portal				
Tramo 1	30	28	0,3	29,7
Tramo 2	30	28	0,3	29,7
Tramo 1B	30	28	0,3	29,7

En los Anexos 8-A al 8-G, se muestra la propuesta de la configuración del sistema de ventilación

6.12 Drenaje

Clasificación de las aguas de las minas Arenales, La Bolivariana y La Quebrada Pozo Azul

Partiendo de los resultados presentados en el Anexo N° 20 se presenta la Tabla N°83

Tabla N° 83. pH de las aguas de las minas Arenales, La Bolivariana y la Quebrada Pozo Azul.

Localidad	Muestra	pH	Niveles Normales	
			min	máx
Quebrada Pozo Azul	APE10 239	3,37	6,0	8,0
Mina La Bolivariana	APE10 240	2,85	6,0	8,0
Mina Arenales	APE10 241	2,45	6,0	8,0

Según el Decreto N° 883 se establece en el Capítulo II Artículo N°3. Las aguas clasificaron de la siguiente manera:

Aguas de Tipo 1, las cuales son destinadas al consumo doméstico y al uso industrial que requiera de agua potable, siempre que éste forme parte de un producto o Sub-producto destinado al consumo humano o que entre en contacto con él. Partiendo de esta primera clasificación se determinó el sub tipo al cual éstas se ubicarían de acuerdo a su acondicionamiento determinándose que las mismas pueden ser ordenadas como se presenta en la siguiente Tabla N° 84.

Tabla N° 84. Clasificación de las aguas según su tipo

Muestras	Clarificación / Sub tipo	Niveles normales	
		Max	Min
Quebrada Pozo Azul	1B	6,0	8,5
Mina Arenales	1C	3,8	10,5
Mina La Bolivariana	1C	3,8	10,5

Elaboración propia utilizando criterios del Decreto N° 883

6.13 Bomba

Utilizando la gráfica altura vs caudal de la bomba D 501-521 sumergible marca Bombas Idea, se determino el caudal máximo que puede desplazar la bomba modelo D 521, el cual es de alrededor de 100 m³/ hora, alcanzando 2820 rpm, una altura manométrica del rodete de 0,018 metros, datos en el Anexos 3 se llego a la conclusión que el tipo de bomba adecuada a la operaciones es la siguiente:

Tabla N° 85. **Equipo de Bombeo para las operaciones**

Equipo	Marca/ Modelo	Especificaciones Técnicas	
	Bombas Ideal Modelo D-521	N° RPM	2820
		Caudal (m ³ /hora)	100
		Altura Manométrica en el rodete (metros)	0,018

6.14 Costos de inversión de proyecto

El costo de inversión del proyecto se obtiene aplicando la Ecuación N° 10

Para una inversión específica del proyecto de 0,30 el costo en dólares US\$ y bolívares se muestra en la Tabla N°.86

Tablas N° 86. **Costos de Inversión en dólares y bolívares**

Costos de Inversión 1 (US\$)	Costos de Inversión 1 (Bs)
24120000	103716000

Para una inversión específica del proyecto de 0,35 el costo en dólares y bolívares se muestra en la Tabla N°87

Tablas N° 87. **Costos de Inversión en dólares y bolívars**

Costos de Inversión 2 (US\$)	Costos de Inversión 2 (Bs)
20674285,71	88899428,57

Costos de alguno de los equipos principales necesarios para llevar a cabo las labores mineras en la Concesión Cazadero 12, en Lobatera, estos valores se muestran en la Tabla N° 88

Tabla N° .88 **Costos de equipos recomendados para llevar a cabo la explotación con la adecuación tecnológica**

Equipos	Costos/unidad Bs.	Costos/unidad US\$.
Autocargadora	230.032,80	53.496,00
Martillo picador hidráulico	6.647,80	1.546,00
Fabricación, instalación y puesta en marcha del sistema de molienda y clasificación del carbón	2.835.672,00	659.458,60
Fabricación, instalación y puesta en marcha del sistema de alimentación de los silos de almacenamiento de carbón	684.096,00	159.092,093
Total de Costos	3.756.448,60	873.592,69

6.15 Procesamiento mineral para el tratamiento del carbón

Para llevar a cabo el procesamiento del carbón se ratificaron los siguientes equipos, partiendo de la experiencia en países como Alemania y Rusia, donde se realiza la molienda de carbón y coque, con características muy similares a las requeridas en la Concesión Cazadero 12, para la producción de carbón y coque metalúrgico

Equipos

- 1 (1) Rejilla
- 2 (1) Alimentador de bandeja
- 3 Cinta transportadora
- 4 (1) Molino de rodillo simple (Primera etapa de molienda)
Diámetro del rodillo 600 mm
Ancho del rodillo 600 mm
- 5 (1) Molino de dos rodillos (Segunda etapa de molienda)
Diámetro de los rodillos 600 mm
Ancho de los rodillos 600 mm
- 6 (1) Criba de 1 piso
- 7 (2) Silos contenedores de 90 toneladas.

6.16 Descripción del proceso de reducción de tamaño del Carbón

Todo el material extraído de las minas subterráneas será apilado en los patios de almacenamiento de la Planta Procesadora de carbón para la producción de coque metalúrgico, destinados para tal fin, desde allí será trasladado a una tolva con rejilla con un cargador de 3,5 m³, el material superior a 120 será retenido en una esta, siendo fragmentado con la ayuda de un picador. El porcentaje de pasante menor a 120 pasara mediante un alimentador de bandeja al molino primario.

Trituración Primaria

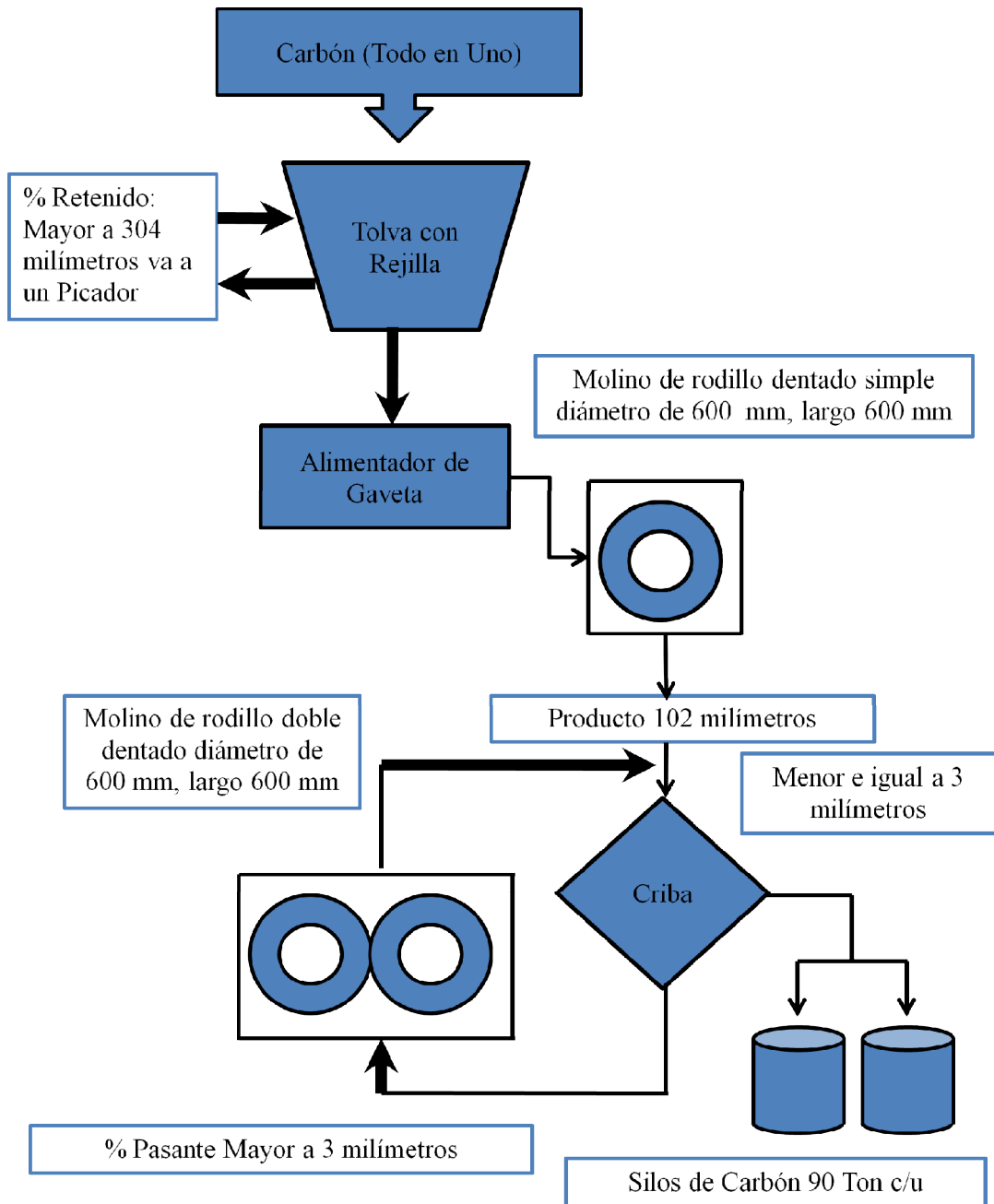
Seguido del alimentador de bandeja el material será dirigido por medio de cintas transportadoras a iniciar la primera etapa de molienda, entrando material menor a 120, saliendo con tamaños de 40

Trituración Secundaria

El material producto de la primera molienda menor a 3 milímetros irá directamente de la criba clasificadora a los silos de almacenamiento de 90 toneladas, mientras que el carbón mayor a 3 milímetros será dirigido por medio de cintas transportadoras a un molino de rodillo doble, el cual molera el material a un tamaño de 3 milímetros y volverá a la criba clasificadora almacenándolo en los silos. En la Figura N° 78, se puede apreciar el Flujograma del sistema de molienda de carbón antes descrito.

Este sistema procesara 48000 toneladas anuales de carbón para la producción de coque metalúrgico, destinado a abastecer las industrias siderúrgicas de la nación.

Figura N° 79. **Flujograma del sistema de molienda de Carbón**



CAPÍTULO VII
ELABORACIÓN DE LA PROPUESTA

ANÁLISIS DE RESULTADOS

Dados los resultados expuestos en el Capítulo anterior, en esta parte se esbozaran los análisis realizados a los mismos y que permitirán alcanzar los objetivos propuestos en esta investigación. Los mismos se mencionan a continuación.

Características químicas de los carbones de Lobatera

Partiendo de los análisis llevados a cabo por distintos laboratorios e investigadores, realizados a los carbones de la región de Lobatera, las calidades de estos carbones son variable, poseen un poder calorífica entre 11450 y 14350 BTU, la ceniza entre 4,18 y 8, el material volátil presente entre un 33,64 y un 49,8, el azufre varia de 0,95 a 1,13 y un carbono fijo del orden de 42,7 y 61,05. Siendo considerados estos carbones adecuados para la producción de coque, que cumplen con los estándares de las empresas destinadas a su consumo como lo es CVG VENALUM, cuyas exigencias del producto se mostraron en la Tabla N° 14.

Etapas de Campo

Por otro lado cuando se llevó a cabo el levantamiento de campo de cada una de las minas se pudo observar, aquellas minas donde de alguna manera la explotación se realiza de forma mas ordenada, y otras donde se cuenta con equipos más tecnificados son minas donde se alcanza la mayor producción. Esto indica que para aumentar la producción en ellas, se debe realizar una inversión en la tecnificación de equipos, métodos, asesoría, capacitación y seguridad del personal que allí labora, así como coadyuvar para que aquellas que no lo están, puedan contar también con el apoyo necesario para la tecnología y mejoramiento de las condiciones laborales, para que estas minas sean consideradas económicamente rentables se requiere el aumento de su producción, esto se hizo partiendo de la requerida anualmente de 48000 T/año, donde cada una ellas extraerá la misma cantidad de carbón por hora.

Selección de Equipos de Arranque Carga y Acarreo

Se requiere definir los equipos necesarios para llevar a cabo la explotación subterránea de carbón. Debido a que éstas son minas a pequeña escala y además, que la producción tal y como ha sido llevada durante tantos años ha deteriorado la calidad del yacimiento, se estudiaron equipos que se adaptaran mejor a las condiciones reales, pero que a su vez proporcionaran la tecnología necesaria para alcanzar la producción requerida siendo esto una oportunidad aprovechar al máximo el yacimiento, y de optimizar las labores, (tal como se busca y se espera)

Con el cambio del pico a un martillo picador hidráulico como equipo de arranque, se mejorara el tiempo y las condiciones del frente de explotación, de manera que el carbón se extraerá de manera mas rápida y segura, aumentando así la producción en el frente y mejorarán las condiciones de trabajo y salud de los mineros quienes, ya no tendrán que usar la fuerza muscular para desprender el material del sitio de explotación. Con las autocargadoras, el acarreo del material se hará mas rápido y seguro, los tiempos de acarreo se verán reducidos y con menos esfuerzo por parte de los mineros. De esta manera se eliminará el uso de carretillas y palas. La principal razón para esto es que con estos equipos en cada ciclo podrán trasladar 1 tonelada de material, con mayor rapidez y efectividad. Para el mantenimiento de las vías se recomienda como equipo de apoyo una motoniveladora. La autocargadora y la motoniveladora fueron seleccionadas para las minas Arenales, La Bolivariana y Los Parra.

La autocargadora realizará el acarreo del material desde el frente hasta el área destinado a su depósito fuera de las galerías de producción y este será extraído de la mina por medio de una pala de arrastre. Una segunda opción es, la utilización de ferrocarriles eléctricos con 3 o 4 vagones de 2 Toneladas cada uno, los cuales cargaran el material de las galerías de almacén y procederán a sacarlo de la mina. El principal problema a considerar al colocar trenes es el acondicionamiento de las vías férreas y la infraestructura necesaria para su normal funcionamiento. Para las minas La Cabrera, El Caño, La Esmeralda se seleccionó el martillo picador hidráulico y la

pala de arrastre para el arranque, pero para las operaciones de acarreo, al igual que las anteriores se utilizará el ferrocarril eléctrico, el material será llevado a los buzones de almacenamiento que ya existen y se mejorarán, el ferrocarril se colocara en un nivel inferior para ser cargado y llevar el mineral fuera de la mina

Método de explotación seleccionado

De acuerdo a las características geológicas y geomecánicas existentes en cada mina, se evaluó cual sería el método de explotación mas adecuado y se determinó que se continuará llevando el mismo que hasta ahora se ha aplicado, ya que al cambiarlo se necesitaría realizar una inversión muy fuerte que implica cambios desde el sistema de explotación hasta el cierre de mina, relleno con material estéril, aumentando los costos y se corre el riesgo de convertirlo en algo insostenible desde el punto de vista económico.

Sin embargo, la determinación final de si es conveniente o no llevar a cabo se cambio del método de explotación para aprovechar al máximo las reservas, se hará evidente con más estudios en la etapa del estudio de previabilidad. Dados los alcances de este trabajo, esto recomienda continúe en posteriores estudios.

Sostenimiento

El materia de sostenimiento se ha considerado el hecho de eliminar por completo la utilización de la madera, ya que ésta se pudre rápidamente y si se decidiera continuar con ella sería necesario someterla a un curado con una serie de químicos, en los cuales se sumerge la madera. Uno de los principales problemas que acarrearía este sistema es el manejo y gestión de estos químicos al momento de desechar la madera ya que el daño ambiental podría ser considerable y desconocido agregando además que la madera al descomponerse emitiría gases dañinos para el ser humano y a la flora y fauna de la zona, sumado a todo lo antes mencionado se requiere tener garantía de la materia vegetal que puede producir una tala de arboles de manera permanente para cubrir la demanda de madera para el sostenimiento y su mantenimiento convirtiéndose en un impacto ambiental fuerte, que puede repercutir en todo el proceso hidrológico de la zona, mermar la capacidad de recuperación de

los hábitats afectados y producir migración de fauna, trayendo otros problemas ambientales.

Debido a este panorama se investigó las alternativas existentes en el mercado en materia de sostenimientos, llegándose a los sostenimientos hidráulicos o estemples hidráulicos. Estos equipos son utilizados ampliamente en la minería subterránea, de carbón, oro, cobre, entre otros rubros minerales, en distintas partes del mundo entre los que podemos mencionar Suráfrica, Canadá e inclusive Suramérica. Entre las bondades que presenta estos equipos se puede resaltar la seguridad que representa al sostén de los techos en las explotaciones, se ajustan a la altura de las galerías perfectamente, son autodesplazables mediante un sistema hidráulico haciendo el traslado de estos mas sencillo. La ventaja mas importante a favor de este tipo de sostenimiento, es que al culminar las explotaciones estos pueden ser retirados y utilizados en otras minas o frentes, siendo la principal desventaja es que se requiere una inversión considerable en su adquisición pero a la larga comparado con la utilización de la madera cuyas principales desventajas son se deteriora rápidamente y debe ser sustituida regularmente es mejor sistema, por que será desde el punto de vista económico mas útil que la madera. Por ultimo, se cuenta en el mundo con una gran experiencia en la utilización de estos sistemas para minas de carbón a gran escala.

Esfuerzos del terreno

Para la utilización de estos sistemas , es necesario conocer las tensiones que ejerce el terreno, por ello se determinaron dichas tensiones teóricas, utilizando la clasificación de Bieniawski, determinando la clase de terreno en cada mina, los cuales resultaron ser malos (geotécnicamente hablando), necesitándose un sistema de sostenimiento competente que brinde seguridad para llevar a cabo las labores mineras diarias argumento que es punto a favor por el sistema de sostenimiento hidráulico, y las tensiones se definieron con la determinación del Q (*Rosk Mass Quality*) y otras características del terreno, como ya se dijo de manera teórica.

Ventilación

La ventilación en una mina subterránea es vital para poder llevar a cabo los trabajos o labores de explotación. En el caso particular de las minas en Lobatera, particularmente Cazadero 12 se determinó el caudal de aire necesario en cada área de forma teórica, ya que si este suministro de aire no es el adecuado, la vida de los mineros correría peligro de contraer una enfermedad profesional permanente o la muerte y con el agravante de que los trabajos no serían llevados a cabo con mayor eficiencia. También se requiere conocer la temperatura adecuada que debe existir dentro de las instalaciones mineras, ésta se conoce como temperatura efectiva.(TE) La (TE), fue calculada en concordancia a lo investigado y a la existencia de condiciones de temperaturas que regulan el tiempo de permanencia en los frentes de los mineros y que desmejoran sus condiciones de trabajo. El sistema de ventilación más adecuado es el sistema mecánico debido a que la ventilación natural en las condiciones de las minas no es suficiente generando, un mal suministro, que tiene como consecuencia el abandono de los frentes y minas al alcanzar ciertos metros de avance produciendo una mala utilización del yacimiento. Pero para la recomendación definitiva de un equipo para este fin, es necesario el cálculo de valores reales que puedan llevar a una correcta selección del mismo y permitan, a largo plazo en los estudios de previabilidad y viabilidad realizar los cálculos económicos correspondientes.

Otro aspecto importante al escoger la ventilación o sistema de ventilación es la calidad del aire respirado y expulsado proveniente de las explotaciones, donde se debe tener en cuenta los criterios del Decreto 638. Al momento de hacer llegar el aire al frente de acuerdo a la configuración geométrica para las minas Arenales, La Bolivariana y Los Parra se recomienda la utilización de ventiladores sopladores y estos a su vez ayudarán al aire viciado a ser evacuado, ya que este entrará y saldrá por la misma entrada por ello es necesario la utilización de ductos, mientras que en el resto de las minas se recomiendan los ventiladores sopladores ya que la salida de la corriente será por otra área. Esta distribución de la ventilación se puede ver en los planos ubicados en los Anexos 8-H al 8-N

Drenaje

Al realizarse las etapas de campo, se comprobó que el problema que posee las minas Arenales y La Bolivariana, tiene que ver con la influencia de nivel freático en los frentes. Para ello se requiere la utilización de un sistema de bombeo que contemple una bomba adecuada, que en este caso es una bomba tipo sumergible que subsione el agua recogida en un sumidero cerca del frente de trabajo a otro lugar apropiado y la envíe a áreas de depósito momentáneo o transitorio en un subnivel intermedio para luego sea bombeada a lugares destinados a su tratamiento, bien sea para ser rehusada o sea devuelta a las corrientes naturales, lo cual implicaría tener en cuenta la calidad del agua a descargar, el contenido de minerales, sólidos, bacterias, entre otros, se recomienda tener en cuenta los criterios del Decreto 883.

Uno de los problemas existente con el agua de estas minas, es que al circular por los sistemas de bombeo corroen los materiales de los que están hechas, es por ello que se considero de importancia realizar ensayos para determinar el pH del agua de mina y de la Quebrada Pozo Azul, dando como resultado, aguas que poseen niveles bajos de pH entre 2,45 y 3.37, clasificándolas como ácidas, por lo tanto son aguas no aptas para el consumo humano, pero si son tratadas pueden ser utilizadas para fines industriales.

Iluminación

A lo que se refiere a la iluminación es necesario la utilización de cascos con linternas de batería, ya que por ser una mina de carbón subterránea, no seria adecuadas las instalaciones eléctricas por seguridad, ya que si hay presencia o se presume la existencia de grisú, mas el polvo de carbón podrían ocurrir explosiones por la ocurrencia de una chispa que pudiera iniciar dicha combustión y ocasionar accidentes.

Costos de Inversión

Los costos de inversión del proyecto se encuentran entre los US\$ 20.674. 285,71 y los US\$ 24.120.000, además se pudo obtener los costos de alguno de los principales

equipos con una inversión de aproximadamente de US\$ 873.952.69, estos costos indican que el costo de inversión en un proyecto minero es bastante alta, además de que los costos de los equipos principales serán un porcentaje considerable de la inversión. Por otra parte, los costos de operaciones no se pueden determinar en esta etapa del proyecto ya que aun no se cuenta con suficiente información para su determinación.

Etapas de Reducción de Tamaño del carbón

Para poder cubrir la demanda de coque, se seleccionaron para procesar el carbón necesario, 2 molinos de rodillo uno simple de 1 rodillo y el otro de rodillo doble con dimensiones de 600 mm de diámetro y 600 mm de largo para los rodillos respectivamente.

El primer rodillo procesara el material proveniente de mina menor a 12 ϕ llevándolo a un tamaño de 4 ϕ , el material mayor a 12 ϕ será picado y luego enviado nuevamente a la tolva, el material de 4 ϕ pasara a una criba de 1 piso clasificando el carbón menor a 3 mm será enviado a los silos de almacenamiento, mientras que el de tamaño mayores a 3 mm será enviado al molino de rodillo doble el cuallo reducirá de tamaño y lo enviara nuevamente a la criba (circuito cerrado), y de allí a los silos de almacenamiento de 90 toneladas cada uno.

Se consideraron los martillos picadores neumáticos y las autocargadoras como la mejor opción en equipo para iniciar esta tecnificación de la pequeña minería, ya que son equipos que se adaptan a las necesidades y condiciones que se pretenden cubrir en la Concesión Cazadero 12. Además de que las especificaciones de equipo para minería subterránea manejan grandes cantidades de material y son diseñados para minería a gran escala

CONCLUSIÓN Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

En función de la investigación realizada y del análisis de se presentan las siguientes conclusiones:

- Producción horaria requerida: 32,08 T/h.
- Sostenimiento

Estamples cortos modelo 125/285

- Método de explotación

De acuerdo a las características Geológicas, Geomecánicas, operativas de los equipos, los métodos de explotación de acuerdo a cada una de las minas son los siguientes

Pozo Inclinado

- Arenales
- La Bolivariana

Labor en ñYò

- La Cabrera
- El Caño
- La Esmeralda
- La Escoba

Cámara y pilares de pared larga (combinación)

- Los Parra

- Esfuerzo en el terreno

Los esfuerzos determinados de manera teórica para cada una de las minas varían entre 0,24 a 0,60 kg/cm²

- Equipo de Arranque, Carga y Acarreo

Para la etapa de Arranque se selecciono el Martillo Picador Hidráulico

Para la carga se escogieron las autocargadoras, pala de arrastre, y en algunos casos se determino que el ferrocarril realizaría perfectamente esta etapa

Además, para realizar las labores de mantenimiento de las vías en las galerías donde transiten las autocargadoras se recomienda la implementación de motoniveladora. A continuación en la tabla N° 89 se muestra la combinación de equipos de acuerdo a las operaciones unitarias.

Tabla N° 89. Equipos seleccionados para la explotación de carbón de Lobatera

Equipos de minería subterránea					
Minas	Arranque	Carga	Acarreo	Auxiliar	2ª opción (acarreo)
Arenales	Martillo Picador	Autocargadora	Pala de Arrastre	Motoniveladora	Ferrocarril
La Bolivariana	Martillo Picador	Autocargadora	Pala de Arrastre	Motoniveladora	Ferrocarril
La Cabrera	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril	No aplica	No aplica
El Caño	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril	No aplica	No aplica
La Esmeralda	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Ferrocarril	No aplica	No aplica
La Escoba	Martillo Picador	Pala de Arrastre	Pala de Arrastre	No aplica	No aplica
Los Parra	Martillo Picador	Autocargadora	Autocargadora	Motoniveladora	No aplica

- Ventilación

Caudal de aire general para cada mina

En cuanto a la ventilación se calculo de manera teórica el caudal de aire necesario en cada una de las minas, variando este entre 91,31 y 433,78 m³/seg

En cuanto a la temperatura efectiva teórica, los valores de esta se encuentran en el orden de 24,00 a 31,70 °C

- Drenaje (tabla N° 90)

Clasificación de las aguas según su pH.

Tabla N°90. Clasificación de las aguas según su pH según las muestras tomadas en la Concesión
Cazadero 12

Mina	pH	Clasificación
Arenales	2,45	1C
La Bolivariana	2,85	1C
Quebrada Pozo Azul	3,37	1B

Es importante destacar que estas muestras fueron tomadas con la finalidad de poder recomendar el equipo de bombeo, adecuado a estos niveles de acides.

- Costos de inversión del proyecto

Costos de inversión opción A: US\$ 20.674.285,71

Costos de inversión opción B: US\$24.120.000

Costo de algunos equipos Principales: US\$ 873592,69

- Procesamiento mineral para el tratamiento de carbón los materiales y equipos necesarios para el procesamiento mineral se enumeran:
 1. Una tolva con rejilla
 2. Un alimentador de bandeja
 3. Cinta Transportadora
 4. Un Molino de rodillo simple (primera etapa de molienda)

Diámetro del rodillo 600 mm

Largo de l rodillo 600 mm

5. Una criba clasificadora de 1 piso
6. Un Molino de dos rodillos (segunda etapa de molienda)

Diámetro del rodillo 600 mm

Largo de l rodillo 600 mm

Dos silos almacenadores de 90 toneladas cada uno.

- Es necesario continuar con los estudios de previabilidad y viabilidad en todos los aspectos estudiados en este trabajo.
- Se requiere profundizar y comenzar estudios de mercado del material: carbón coquizable en el país, que contemplen estudios de la demanda insatisfecha real, oferta actual, modos de comercialización y formación del precio del producto.
- Es necesario hacer un estudio de los factores que aportan riesgos e incertidumbre a los proyectos mineros y en especial este en la región de Lobatera, el cual puede ser sensible a problemáticas sociales, ambientales, políticas, de soberanía y de seguridad fronteriza dada su proximidad con Colombia.
- Se requiere para este estudio buscar y recopilar mas información económica-financiera, indicadores de evaluación y demostración de la factibilidad financiera del mismo para lograr cristalizar la transición tecnológica que se busca.
- Se requieren más estudios ambientales y realizar en los estudios de previabilidad y viabilidad las planificaciones de producción y de cierre de mina para garantizar la gestión sustentable de Cazadero 12.

RECOMENDACIONES

Para la investigación realizada se presentan las siguientes recomendaciones:

- Confirmar con los estudios de prefactibilidad y viabilidad del proyecto.
- Verificar la factibilidad de los equipos seleccionados dentro del estudio de viabilidad del proyecto.
- Seleccionar el equipo de ventilación adecuado al suministro de aire necesario para ser dirigido a las áreas de explotación
- Determinar la existencia o no de grisú en cada mina, para poder tomarse medidas de control si fuese el caso. Utilizar como criterio el Decreto 638 y las normas de las organizaciones internacionales.
- Para la iluminación se recomienda el uso de cascos con lámparas de baterías recargables y que sean individualizadas.
- Realizar perforaciones con recuperación de muestras con un espaciamiento entre 50 y 60 metros, para la confirmación de las reservas probadas existentes en la Concesión Cazadero 12, con el uso de la geoestadísticas, debido a que existen razones para considerar que el yacimiento ha sido mal administrado y que se sospecha la existencia de mayor cantidad de reservas se han clasificado como probables
- Planificar la ampliación las galerías a tres (3) metros de ancho por tres (3) metros de alto, para permitir el desplazamiento de los equipos (autocargadoras o ferrocarriles)
- Realizar ensayos de resistencia a la compresión uniáxial, para la determinación de los esfuerzos reales que ejerce el terreno, debido a que los expuestos en este trabajo son netamente teóricos.
- Medir los caudales de agua que se presentan en las minas Arenales y La Bolivariana, para definir completamente el sistema de bombeo.
- Planificar y diseñar la construcción de cunetas recolectoras de aguas en galerías, para que el agua sea bombeada hasta ellas y luego ser sacadas a la superficie.

- Proponer un sistema de procesamiento de las aguas provenientes de las minas antes de ser vertidas a los cauces naturales, teniendo en cuenta los criterios del Decreto 883.
- Evaluar las condiciones de contaminación de la Quebrada Pozo Azul y proponer un programa de recuperación de estas aguas, antes de descargar las aguas de las minas en su cauce, dada la evidente contaminación y deterioro de hábitat y condiciones de vida de los habitantes de la zona.
- Caracterizar los carbones de la Concesión Cazadero 12, mediante la realización de ensayos químicos y físicos de los mismos, que permitan conocer su calidad y sean insumos para la elaboración de un modelo geológico para la planificación minera.
- Realizar ensayos de molienda en una planta piloto de procesamiento, para determinar la eficiencia del sistema que se propone en este estudio para el tratamiento del carbón.
- Calcular los costos de operación, ya que con los resultados obtenidos en esta investigación son para obtener un orden de magnitud y son no son dados los alcances de esta investigación.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

Alcaldía Municipio Lobatera (2007). **Estudio de Factibilidad Técnico- Económico. Desarrollo Endógeno del Eje Grande-Arenales.** Lobatera estado Táchira- Venezuela.

ALVARADO F. y PORRAS R. (2004). **Levantamiento Geológico de Superficie en 490 Hectáreas de la Concesión La Victoria Municipio Lobatera Estado Táchira.** Trabajo Especial de Grado no publicado. Universidad de Los Andes. Facultad de Ingeniería. Escuela de Ingeniería Geológica

BUSTILLO M (2000). **Recursos Minerales Tipología, Prospección Evaluación, Mineralurgia, Impacto Ambiental.** E.T.S.I. Minas U.P.M. Madrid- España.

BRADY. B (2004). **Rock Mechanics. For Underground Mining.** Kluwer Academic Publishers. Londres.

CARBOSUROESTE (2007). **Proyecto de Desarrollo y Explotación Minera Carbonera Concesión Cazadero 12.** Municipio Lobatera, estado Táchira- Venezuela.

DE LA CUADRA Luis (1963). **Apuntes de Ventilación.** Impresiones La Católica. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid- España.

DE LA CUADRA Luis (1964). **Labores. Transportes. Extracción. Entibación. Servicios Auxiliares.** Impresiones La Católica. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid- España.

DIAZ del R. Manuel (2007). **Manual de Maquinaria de Construcción.** Mc Graw Hill. Segunda edición. Aravaca Madrid-España.

E.B.S, Minera Nacional **Puesta en Marcha de una Unidad Socio- Productiva del Carbón Coquizable, municipio Lobatera, estado Táchira.** Táchira- Venezuela.

FUEYO Luis (1999). **Equipos de Trituración Molienda y Clasificación. Tecnología, Diseño y Aplicación.** Editorial Rocas y Minerales. Madrid ï España.

FRITZSCHE Hellmut (1961). **Tratado de Laboreo de Minas.** Editorial Labor S.A. 2ª edición Tomo I. Barcelona- España.

FRITZSCHE Hellmut (1962). **Tratado de Laboreo de Minas.** Editorial Labor S.A. 2ª edición Tomo II. Barcelona- España.

GALVIS Gina (1994). **Estudio y Ajuste de los Esquemas de Ventilación para las Minas de Carbón Cerro González.** Trabajo Especial de Grado no publicado. Universidad Francisco de Paula Santander. Facultad de Formaciones Tecnológicas. Escuela de Minas. Cúcuta- Colombia

HERNANDEZ Clemente (2007). **Calidad de Vertimientos Líquidos y Sólidos Producidos en Diez Minas de Carbón (San José, Prominorte, La Argelia, San Nicolás, Carmencita, La Orquídea, María Lionza, San Antonio, Las Margaritas, Mongomerit) Ubicadas en los Municipios que Conforman el Área Metropolitana de Cúcuta.** Trabajo Especial de Grado no publicado. Universidad Francisco de Paula Santander. Facultad de Ingeniería. Plan de Estudios de Ingeniería de Minas. Cúcuta- Colombia.

HERNANDEZ Héctor (1996). **Rumbo a una Nueva Gestión Ambiental. Marco Legal.** Ministerio del Ambiente y de los Recursos Naturales Renovables. Caracas- Venezuela.

HUSTRULID William (2001). **Underground Mining Methods.** Society for Mining, Metallurgy, and Explotation, Inc.

INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA (IGME) (1988). **Sostenimiento de Excavaciones Subterráneas.** Madrid-España.

JUAREZ Rafael (2003). **Sostenimiento de Talleres en Minas de Carbón con Entibación Hidráulica Individual**. Trabajo Especial de Grado de Doctorado Inédito. Universidad Politécnica de Madrid-España.

LÓPEZ Carlos (1991). **Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería Metálica Subterránea**. Diseño, Realización y Edición Instituto Geológico y Minero de España. Madrid y España.

LÓPEZ Carlos (2000). **Guía de Restauración de Graveras**. Instituto Geológico y Minero de España. Graficas Chile, S.A.L. 2ª Edición. Madrid y España.

LÓPEZ Carlos (1997). **Manual de Evaluación Técnico- Económica de Proyectos Mineros de Inversión**. Instituto Geológico y Minero de España. Graficas Chile, S.A.L. 1ª Edición. Madrid y España.

LOWRIE Raymond (2002). **Mining Reference Handbook SME**. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

PERÉZ. Jesus (2000). **Mantenimiento de un Martillo Picador**. Graficas Chile. Santiago de Chile. Chile

PERRI Gianfranco (1999). **Diseño Geotécnico de Taludes y Túneles**. I Parte. Inédito. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología Minas y Geofísica. Departamento de Minas.

SAMPIERI Roberto (2003). **Metodología de la Investigación**. Editorial McGRAW-HILL/INTERAMERICANA EDITORES S.A. 3ª edición. Chile

TORO Manuel (1992). **Estratigrafía y Arquitectura de Facies Fluvio-Deltaicas en la Zona de San Pedro del Rio-Lobatera Estado Táchira**. Trabajo Especial de Grado. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología Minas y Geofísica.

ANEXOS

ANEXO 1

Tabla A. Longitud de Galería Principal Mina Arenales

Mina:	Arenales. Galería Principal		Fecha de la Visita: 9 de Marzo de 2010	
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección	Observaciones
1	Principal	11,30	N65E	Portal de la mina
2	Principal	20,00	N75E	
3	Galería 1 a la Derecha	31,00		Entrada galería transversal, sin producción
4	Galería 2 a la Derecha	11,00	N80E	Entrada galería transversal, sin producción
5	Galería 3 a la Derecha	11,60	N70E	Entrada galería transversal, sin producción
6	Galería derrumbada	15,50	N75E	Galería con sostenimiento debido a derrumbe
7	Galería 4 a la Derecha	9,60	N83E	Entrada galería transversal
8	Galería 5 a la Derecha	7,50	N 74E	En la galería transversal, se observo que el sostenimiento de la galería es de madera y existe una separación el entre 60 a 90 cm, entre sostenimiento y sostenimiento. No existe una estandarización en esta separación, existen zonas de derrumbe a ambos lados de la galería además de material apilado a lo largo de la misma.
9	Galería 6 a la Derecha	7,30	N77E	Entrada galería transversal
10	Galería 7 a la Derecha	8,30	N80E	Entrada galería transversal
30	Principal	16,40	N90W	
34	Principal	23,00	S01E	
36	Principal	8,00		
Longitud Total de Galería Principal		180,50		

Tabla B. Longitud de Galería 8 Lateral Derecha. Mina Arenales

Mina:	Arenales Galería 8	Fecha de la Visita:	9 de Marzo de 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
11	Portal de Galería 8 a la derecha	7,40	N18W
12	Galería 8	10,00	N3E
13	Galería 8	5,10	N7E
14	Galería 8	4,00	N16E
15	Galería 8	6,20	N11E
16	Galería 8	6,40	N6E
17	Galería 8	17,00	N87E
	Longitud Total de Galería 8	56,10	

Tabla C Longitud de Galería 9. Lateral Derecha. Mina Arenales

Mina:	Arenales Galería 9	Fecha de la Visita:	9 de Marzo de 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
18	Portal Galería 9 a la Derecha	7,30	N14W
19	Galería 9	7,20	N3W
20	Galería 9	6,40	N5E
21	Galería 9	7,80	N6E
22	Galería 9	6,20	N5W
23	Galería 9	7,20	N8W
24	Galería 9	10,20	N3W
25	Galería 9	9,00	N3W
26	Galería 9	9,40	N10W
27	Galería 9	10,00	N10W
28	Galería 9	8,30	N30W
29	Galería 9	2,60	N8W
	Longitud Total de Galería	91,60	

Tabla D Longitud de Galería 10. Lateral Derecha. Mina Arenales

Mina:	Arenales Galería 10	Fecha de la Visita:	9 de Marzo de 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
31	Portal Galería 10	11,80	N3W
32	Galería 10	11,00	N6W
33	Galería 10	8,60	N5W
34	Galería 10	9,00	N10E
35	Galería 10	7,50	N8W
Longitud Total de Galería		47,90	

Tabla E Longitud de Galería 11. Lateral Derecha. Mina Arenales

Mina:	Arenales Galería 11	Fecha de la Visita:	9 de Marzo de 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
35	Galería 11 corta	5,00	N19E
Longitud Total de Galería		5,00	

Tabla F. Longitud Tramo 1. Mina Los Parras

Mina:	Los Parra	Fecha de la Visita:	16 de Marzo de 2010
Punto	Tramo 1	Longitud (metros)	Dirección
0	Portal	20	N25W
1	Tramo 1	400	N20W

Tabla G. Longitud Tramo 2. Mina Los Parras

Mina:	Los Parra	Fecha de la Visita:	16 de Marzo de 2010
Punto	Tramo 2	Longitud (metros)	Dirección
1	Tramo 2	250	N2W

Tabla H .Longitud Tramo 1B. Mina Los Parras

Mina:	Los Parra	Fecha de la Visita:	19 de Octubre de 2010
Punto	Tramo 1-B	Longitud (metros)	Dirección
1	Tramo 1B	17,30	N65W
2	Tramo 1B	6,40	N48W
3	Tramo 1B	30,65	N35W
4	Tramo 1B	9,40	N44W
5	Tramo 1B	7,00	N33W
6	Tramo 1B	3,10	N23W
7	Tramo 1B	10,80	N18W
8	Tramo 1B	5,50	N7W
Longitud Total del Tramo		90,15	

Tabla I. Longitud de Galería Principal. Mina La Bolivariana

Mina:	La Bolivariana Galería Principal	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Galería Principal	30,65	N85W
2	Galería Principal	3,50	N85W
3	Galería Lateral Derecha		N7W
4	Galería Lateral Izquierda		N18W
5	Galería Principal	9,10	N85W
6	Galería Lateral Izquierda		N3W
7	Galería Principal	4,70	N85W
8	Galería Lateral Derecha		N3W
9	Galería Principal	6,90	N85W
10	Galería Lateral Izquierda		N3W
11	Galería Principal	6,40	N85W
12	Galería Lateral Derecha		N5W
13	Galería Principal	6,80	N85W
14	Galería Lateral Izquierda		N25W
15	Galería Principal	6,70	N85W
16	Galería Lateral Derecha		N8W
17	Galería Principal	7,50	N85W
18	Galería Principal	4,60	N85W
19	Galería Lateral Izquierda		N70W
20	Galería Principal 1	8,40	N85W
21	Galería Principal 2	4,14	N85W
22	Galería Principal 3	5,50	N85W
23	Galería Principal 4	2,74	N85W
Longitud Total de Galería		107,63	

Tabla J. Longitud de Galería 1. Mina La Bolivariana

Mina:	La Bolivariana Galería 1	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Galería 1	7,50	N18W
2	Galería 1	10,00	N78W
3	Galería 1	25,00	N78W
4	Galería 1	11,50	N78W
5	Galería 1	3,10	N78W
6	Galería 1	11,00	N76W
7	Galería 1	13,70	N76W
8	Galería 1	9,50	N76W
9	Galería 1	27,10	N38W
	Longitud Total	118,40	

Tabla K Longitud de Galería 2. Mina La Bolivariana

Mina:	La Bolivariana Galería 2	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Galería 2	15,70	N10W
2	Galería 2	12,00	N70W
3	Galería 2	4,40	N70W
4	Galería 2	6,90	N70W
	Longitud total	39,00	

Tabla L. Longitud de Galería 3. Mina La Bolivariana.

Mina:	La Bolivariana Galería 3	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Galería 3	8,40	N4W
2	Galería 3	6,66	N68W
3	Galería 3	15,95	N10W
4	Galería 3	12,10	N35W
5	Galería 3	11,79	N32W
6	Galería 3	14,29	N72W
7	Galería 3	15,00	N28W
8	Galería 3	12,00	N52W
9	Galería 3	8,21	N48W
	Longitud total	104,40	

Tabla M. Longitud de Galería 4. Mina La Bolivariana.

Mina:	La Bolivariana Galería 4	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Galería 4	25,10	N10W
	Longitud total	25,10	

Tabla N. Longitud Total de la Mina La Bolivariana

Mina:	La Bolivariana	Fecha de la Visita:	20 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
	Longitud de la Mina total	394,53	

Tabla Ñ. Longitud Galería Principal. Mina La Escoba.

Mina:	La Escoba Galería Principal	Fecha de la Visita:	21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Principal	6,90	N43E
2	Principal	18,30	N43E
4	Principal	10,90	N22E
5	Principal	3,38	N14E
6	Principal	10,88	N14E
	Longitud total	50,36	

Tabla O. Longitud Galería Superior. Mina La Escoba

Mina:	La Escoba Galería Superior	Fecha de la Visita:	21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
7	Galería 1	9,20	S33W
9	Galería 2	22,20	S45W
10	Galería 2	6,00	
11	Frente superior Derecho	10,00	S53W
12	Frente superior Izquierdo	20,00	S25W
	Longitud Total	67,40	

Tabla P. Longitud Galería Principal Mina La Esmeralda

Mina:	La Esmeralda Galería Principal	Fecha de la Visita:	21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Principal	30,65	N13W
2	Principal	22,70	N13W
3	Principal	25,44	N19W
4	Principal	19,12	N19W
5	Principal	19,20	N19W
6	Lateral Izquierda 3	13,19	N63W
	Total Longitud de la Galería	130,30	

Tabla Q Longitud de Galerías Laterales. Mina la Esmeralda

Mina:	La Esmeralda Galerías Laterales	Fecha de la Visita:	21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
5	Lateral Derecha 1	40,00	N45E
6	Lateral Izquierda 2	25,00	S45E

Tabla R. Longitud de Galería Lateral Derecha Frente de Explotación

Mina:	La Esmeralda Galería Lateral Derecha frente de explotación	Fecha de la Visita:	21 de Octubre 2010
Punto	Galería	Longitud (metros)	Dirección
1	Lateral Derecha 4	18,70	N55E
2	Lateral Derecha 4	13,19	N55E
3	Lateral Derecha 4	30,65	N55E
	Total Longitud Galería	62,54	

Anexo N°2. Ensayos de Agua para la determinación de pH.

DE : DECANATO DE EXTENSION UNET

NO. DE FAX : 02763531213

03 NOV. 2010 11:32AM P1



UNIVERSIDAD NACIONAL EXPERIMENTAL DEL TACHIRA
VICERRECTORADO ACADEMICO
DECANATO DE EXTENSION
COORDINACIÓN DE EXTENSIÓN AGRARIA
LABORATORIO BIOAMBIENTAL UNET



PRODUCTOR: Karla Escalante MUNICIPIO: Lobatera
LOCALIDAD: Sector La Parada PARROQUIA: *****
EMPRESA: Prod. Social Minera Nacional, C.A ESTADO: Táchira
FECHA DE RECEPCIÓN: 22-10-10 FECHA DE ENTREGA: 01-11-10

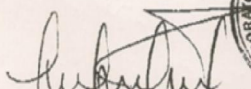
FORMATO: RAA

RESULTADOS DE ANALISIS DE AGUAS

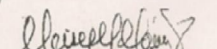
CODIGO:	APE10 239	APE10 240	APE10 241	Valor Deseable Menor a:	Valor Máximo Aceptable
IDENTIFICACIÓN	Agua de Quebrada	La Bolivariana	Arenales		
MUESTRA:	Pozo azul	Mina	Mina		
pH	3.37	2.85	2.45	6.5 – 8.5	9,0

Método de análisis:

pH = Peachimetro

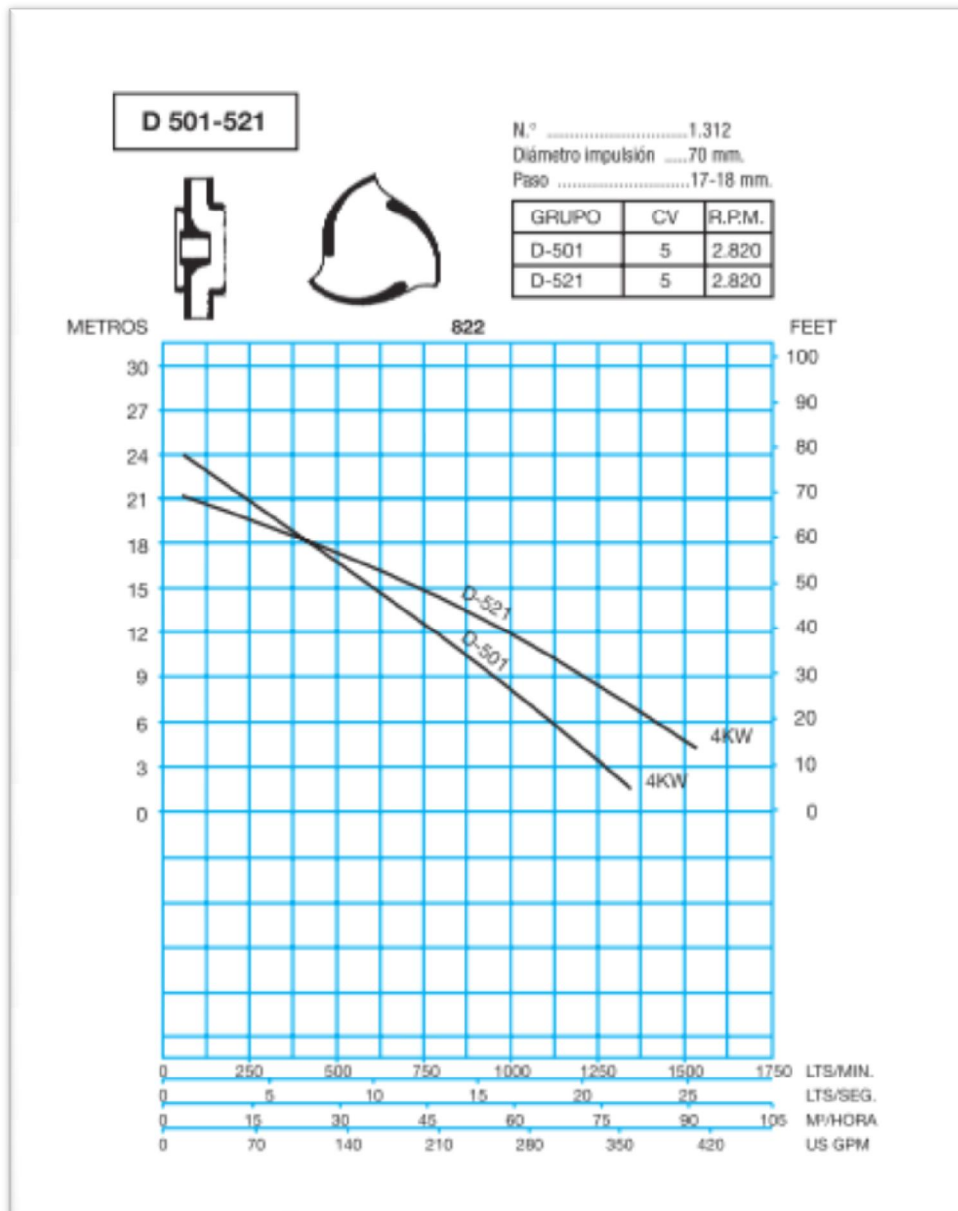

Ing. Lency Chacón de Pérez
Jefe de Laboratorio




I.S.U. Gely Sáenz
Analista

Dirección: Av. Universidad, Sector Paramillo al lado de la Estación de Bomberos. Teléfono 0276-3630422 Ext.163 Telefax. 0276-3531213 San Cristóbal – Edo. Táchira - Venezuela

Anexo N°3. Grafica de la bomba D 521 Altura vs. Caudal



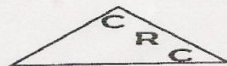
Anexo N° 4. Datos Técnicos Bomba sumergible D-521

DATOS TÉCNICOS • TECHNICAL DATA • DONNÉES TECHNIQUES

	D-151	D-301	D-501	D-521	D-750
Potencia CV.	1,5	3	5	5	7,5
Velocidad R.P.M.	2.810	2.840	2.820	2.820	2.860
Tensiones	220/380	220/380	220/380	220/380	220/380
Consumo amperios	4,3/2,5	8,2/5	13/8	13/8	22,5/13
Frecuencia en Hz.	50	50	50	50	50
Cable mm²	4 x 2,5	4 x 2,5	4 x 2,5	4 x 2,5	4 x 2,5
Número de ramales de cable de 10 m. long.	1	1	1	1	1
Ø rodete en mm.	120	130	150	143	205
Paso rodete en mm.	12	15	17	18	4
Tipo rodete	Canal	Canal	Canal	Canal	Abierto
Peso aproximado en Kgs.	20	30	45	45	88
Capacidad cámara aceite en litros	1/4	1/4	1/2	1/2	2
Tipo de aceite	SAE 20	SAE 20	SAE 20	SAE 20	SAE 20

ANEXO N° 5

Anexo A. Cotización del Sistema de Molienda de Carbón



**Construcciones
River Coriver, C.A.**

RIF: J-09036055-7

OFERTA

OBJETO:

"FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN MARCHA DEL SISTEMA DE REDUCCION DE TAMAÑOS Y CLASIFICACION **PARA CARBON**(SRTC-CARBON); Y b) la "FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN MARCHA DEL SISTEMA DE REDUCCION DE TAMAÑOS Y CLASIFICACION **PARA COQUE** (SRTC-COQUE). AMBOS SISTEMAS PARA PLANTA PROCESADORA DE CARBON PARA LA PRODUCCION DE COQUE METALURGICO, UBICADA EN EL MUNICIPIO DE LOBATERA DEL ESTADO TACHIRA"

OFERTA : UNICA

FECHA: 05 DE NOVIEMBRE DE 2010

CONDICIONES COMERCIALES: GARANTIAS Y SERVICIOS POST- VENTA

"FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN MARCHA DEL SISTEMA DE REDUCCION DE TAMAÑOS Y CLASIFICACION PARA EL CARBON"

PARTIDA	DESCRIPCIÓN	CANTIDA	P.U.SIN IVA	IVA DEL P.U.	SUB-TOT. PRECIO UNIT. C/ IVA	TOTAL Bs.F.
1	TOLVA DE RECEPCION DE CARBON	1,00	144.414,00	17.329,68	161.743,68	161.743,68
2	DOSIFICADOR DE BANDEJA	1,00	91.530,00	10.983,60	102.513,60	102.513,60
3	BANDA TRANSPORTADORA NERVADA I	1,00	65.088,00	7.810,56	72.898,56	72.898,56
4	MOLINO PRIMARIO DE UN RODILLO	1,00	291.879,00	35.025,48	326.904,48	326.904,48
5	ESTRUCTURA PARA MOLINO PRIMARIO	1,00	52.479,00	6.297,48	58.776,48	58.776,48
6	BANDA TRANSPORTADORA NERVADA II	1,00	129.159,00	15.499,08	144.658,08	144.658,08
7	ESTRUCTURA PARA MOLINO Y CRIBA	1,00	320.355,00	38.442,60	358.797,60	358.797,60
8	MOLINO DE RODILLOS PARA CARBON	1,00	335.610,00	40.273,20	375.883,20	375.883,20
9	BANDA TRANSPORTADORA LLENADO DE LOS SILOS	1,00	73.224,00	8.786,88	82.010,88	82.010,88
10	BANDA TRANSPORTADORA DE RETORNO	1,00	103.734,00	12.448,08	116.182,08	116.182,08
11	BANDA TRANSPORTADORA DE CRIBA A LOS SILOS	1,00	207.468,00	24.896,16	232.364,16	232.364,16
12	CRIBA CLASIFICADORA	1,00	321.345,00	38.561,40	359.906,40	359.906,40
13	SISTEMA DE RECOLECCION DE POLVO	1,00	142.380,00	17.085,60	159.465,60	159.465,60
SUB-TOTAL MATERIALES- EQUIPOS						2.552.104,80
SUB-TOTAL MANO DE OBRA GENERAL						283.567,20
SUB-TOTAL						2.835.672,00

"FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN MARCHA DEL SISTEMA DE REDUCCION DE TAMAÑOS Y CLASIFICACION PARA EL COQUE"

PARTIDA	DESCRIPCIÓN	CANTIDA	P.U.SIN IVA	IVA DEL P.U.	SUB-TOT. PRECIO UNIT. C/ IVA	TOTAL Bs.F.
1	TOLVA DE RECEPCION DE COQUE	1,00	144.414,00	17.329,68	161.743,68	161.743,68
2	DOSIFICADOR DE BANDEJA EXCENTRICA	1,00	91.530,00	10.983,60	102.513,60	102.513,60
3	BANDA TRANSPORTADORA NERVADA	1,00	65.088,00	7.810,56	72.898,56	72.898,56
4	MOLINO PRIMARIO DE UN RODILLO	1,00	284.130,00	34.095,60	318.225,60	318.225,60
5	ESTRUCTURA PARA MOLINO PRIMARIO	1,00	52.479,00	6.297,48	58.776,48	58.776,48
6	BANDA TRANSPORTADORA NERVADA	1,00	129.159,00	15.499,08	144.658,08	144.658,08
7	ESTRUCTURA PARA MOLINO Y CRIBA	1,00	320.355,00	38.442,60	358.797,60	358.797,60
8	MOLINO DE RODILLOS	1,00	335.610,00	40.273,20	375.883,20	375.883,20
9	CRIBA CLASIFICADORA	1,00	321.345,00	38.561,40	359.906,40	359.906,40
10	BANDA TRANSPORTADORA DE RETORNO	1,00	103.734,00	12.448,08	116.182,08	116.182,08

DIRECCION FISCAL: cra.4 con calle 2 La Tendida Municipio Samuel D. Maldonado Edo. Tachira
SUCURSAL : Av. Sorocaima edif. VVZ piso 4 ofic. 41 El Rosal Mcipio. Chacao, Caracas
telefonos : 0275 8810060 0414 4009813 0416 8751537

Construcciones River Coriver C.A.
R.I.F. J-09036055-7

Anexo B. Cotización del Sistema de Almacenamiento en Silos del Carbón

COISA

CAPITAL PAGADO BSF: 400,000,00
 Constructora de Obras Industriales S.A.
 Telf (0273) 5460296 y/o (0414) 5693741
 RIF J 09017815 5 BARINAS

PAGINA: 1/1
 CARACAS, 15 - 12 - 2010.

Señores: E.P.S. MINERA NACIONAL, C.A.

RIF: G - 20007105 - 2

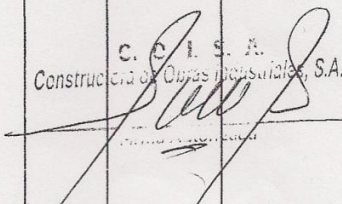
DIRECCIÓN FISCAL: Av. ABRAHAN LINCOLN, EDIFICIO CENTRUM, PISO 1, Ofc. 1-A,
 BOULEVAR DE SABANA GRANDE, PARROQUIA EL RECREO, CARACAS, VENEZUELA.

COTIZACION N° 0059

NUESTRA MEJOR OFERTA PARA: EPS MINERA NACIONAL

OBRA: "FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN FUNCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE ALIMENTACION Y TRASPORTE DE CARBON MOLIDO PARA LA PLANTA PROCESADORA DE CARBON Y PRODUCCION DE COQUE METALURGICO, UBICADA EN EL MUNICIPIO LOBATERA DEL ESTADO TACHIRA".

PARTIDA N°	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	PREC. UNIT.	PRECIO TOTAL
1	FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN FUNCIONAMIENTO DE DOS (2) SILOS PARA ACOPIAR NOVENTA (90) TONELADAS CADA UNO DE CARBON MOLIDO CON LAS SIGUIENTES CARACTERISTICAS: ACERO A36 LAMINAS 6 mm. REFUERZO INTERNO CON VIGA UPN100 ESTRUCTURA DE APOYO EN VIGA H 180mm. ESTRUCTURA SUPERIOR FABRICADA CON 8° DM DOSIFICADOR DE CAUDAL AUTAMATIZADO. FONDO: CORMATO DE ZING PINTURA SINTETICA	T/M	180.00	2,000.00	360,000.00
2	FABRICACION, INSTALACION Y PUESTA EN FUNCIONAMIENTO DE BANDA TRANSPORTADORA DE 24 Plg. CON LAS SIGUIENTES CARACTERISTICAS: MOTOR REDUCTOR DE 15 HP ACOPLADO DIRECTO AL RODILLO MOTRIZ ESTRUCTURA DEL BASTIDOR FABRICADA EN UPN DE 120 mm. EN SELOCIA RODILLO MOTRIZ VULCANIZADO RODILLO TENSOR VULCANIZADO ESTACIONES DE CARGA PARA BANDA DE 24' ESTACIONES DE RETORNO PARA BANDA DE 24' BANDA DE 24' NERVADA Y VULCANIZADA CHUMACERA SKF BIPARTIDAS PASARELLA CON REJAS GREINTI PASA MANO CON TUBO DE 1' TODA LA BANDA TECHADA CON LAMINA DOBLADA FONDO: CORMATO DE ZING PINTURA SINTETICA	ML	38.00	6,600.00	250,800.00

C. O. I. S. A.
 Constructora de Obras Industriales, S.A.


SUB-TOTAL BOLIVARES: 610,800.00
 (12,00 %) I.V.A.: 73,296.00
TOTAL BOLIVARES: 684,096.00

VALIDES DE LA OFERTA: 30 DIAS GARANTIA DE LOS TRABAJOS: A SATISFACCION DE EPSMN, C.A.

FORMA DE PAGO: 50% DE ANTICIPO.

PLAZO DE EJECUCION: TRES (3) MESES DESPUES DE LA FIRMA DEL CONTRATO.

ANEXO N°6

ANEXO A. CLASIFICACION GEOMECANICO DE BIENIAWSKI (1989)

Parámetros de Clasificación													
1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de carga puntual	> 100 kg/cm²		40-80 kg/cm²		20-40 kg/cm²		10-20 kg/cm²		Compresión simple (kg/cm²)		
		C. simple	> 2500 kg/cm²		1000-2500 kg/cm²		500-1000 kg/cm²		250-500 kg/cm²		50-250	10-50	10
	Valoración		15		12		7		4		2	1	0
2	RQD		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		< 25%		
	Valoración		20		17		13		8		3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m		0,6-2 m		0,2-0,6 m		0,06-0,2 m		< 0,06 m		
	Valoración		20		15		10		8		5		
4	Estado de las diaclasas	Persistencia			Abertura		Rugosidad		Relleno		Meteorización		
		< 1 m	6	Cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Bordes sanos	6		
		1 - 3 m	4	< 0,1 mm	5	Rugosa	5	Duro < 5 mm	4	Lig. meteorizada	5		
		3 - 10 m	2	0,1 - 1,0 mm	4	Lig. rugosa	3	Duro > 5 mm	2	Moder. meteorizada	3		
		> 10 m	0	1 - 5 mm	1	Lisa	1	Blando < 5 mm	2	Muy meteorizada	1		
				> 5 mm	0	Espejo de falla	0	Blando > 5 mm	0	Descompuesta	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo		< 10 litros/min		10-25 litros/min		25-125 litros/min		> 125 litros/min		
		Relación entre la presión de agua y la tensión principal mayor	0		0,0-0,1		0,1-0,2		0,2-0,5		> 0,5		
		Estado general	Seco		Lig. húmedo		Húmedo		Goteando		Fluyendo		
		Valoración	15		10		7		4		0		
	Corrección por la Orientación de las Diaclasas												
6	Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel				Buzamiento 0°-20° cualquier dirección				
	Excav. con el buzamiento		Excavación contra buzamiento										
	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°							
	Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	Media	Media						
0		-2	-5	-10	-12	-5	-5						
Clasificación													
Clase		I		II		III		IV		V			
Calidad		Muy Buena		Buena		Media		Mala		Muy mala			
Valoración RMR		100-81		80-61		60-41		40-21		< 20			
Características													
Clase		I		II		III		IV		V			
Tiempo de mantenimiento y longitud		20 años con 15 m de luz		1 año con 10 m de luz		1 semana con 5 m de luz		10 horas con 2,5 m de luz		30 min. con 1 m de luz			
Cohesión		> 4 kg/cm²		3-4 kg/cm²		2-3 kg/cm²		1-2 kg/cm²		< 1 kg/cm²			
Ángulo de fricción		> 45°		35°-45°		25°-35°		15°-25°		15°			

FUENTE: ITGE (1999)

ANEXO B. CLASIFICACION GEOMECANICA DE BARTO Y OTROS

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

Índice de alteración J_a	J_a	Coefficiente reductor por la presencia de agua J_w	J_w	Presión de agua (Kg/cm^2)
Diaclasas de paredes sanas	0,75-1	Excavaciones secas o con < 5 l/min localmente	1	< 1
Ligera alteración	2,0	Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	0,66	1-2,5
Alteraciones arcillosas	4,0	Afluencia importante por diaclasas limpias	0,5	2,5-10
Con detritus arenosos	4,0	Id. con deslavado de diaclasas	0,33	2,5-10
Con detritus arcillosos preconsolidados	6,0	Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo.	0,2-0,1	> 10
Id. poco consolidados	8,0	Id. mantenida	0,1-0,05	> 10
Id. expansivos	8-12			
Milonitos de roca y arcilla	6-12			
Milonitos de arcilla limosa	5			
Milonitos arcillosos-gruesos	10-20			

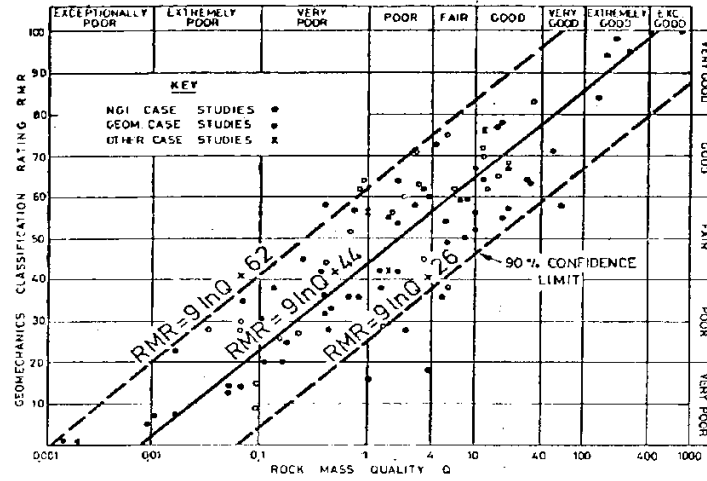
<i>Índice de diaclasado J_n (*)</i>	J_n	<i>Índice de rugosidad J_r, J_r'</i>	
Roca masiva	0,5-1,0	Diaclasas rellenas	1
Una familia de diaclasas	2	Diaclasas limpias (*)	
Id. con otras diaclasas ocasionales	3	— Discontinuas	4
Dos familias de diaclasas	4	— Onduladas, rugosas	3
Id. con otras diaclasas ocasionales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

(*) En portales $2 \times J_n$

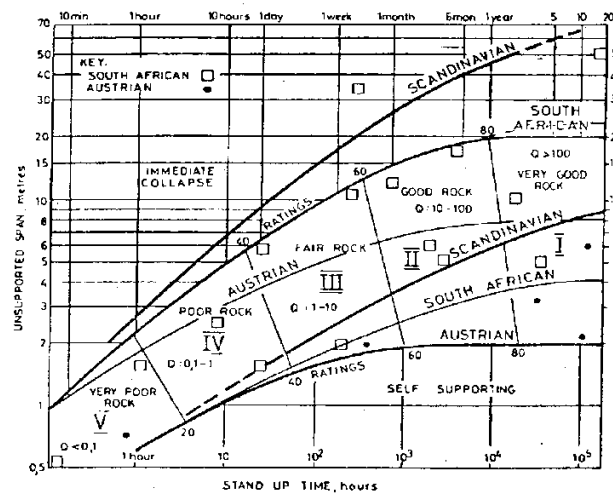
(*) O cuyas caras entran en contacto bajo la sollicitación

FUENTE: UTGE (1999)

ANEXO C. RELACION ENTRE RMR Y Q



CORRELATION BETWEEN GEOMECHANICS CLASSIFICATION AND Q SYSTEM



COMPARISON OF OUTPUT DATA FROM CLASSIFICATIONS.

FUENTE: DE MARCO (2006)

ANEXO D. INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI)

E. RIVERA

Tabla 2

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA		CONDICIONES DE LA SUPERFICIE				
De acuerdo la descripción de la estructura y las condiciones de la superficie de la masa rocosa, seleccione el recuadro adecuado del gráfico. Estime el valor promedio del INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) a partir de los extremos. No utilice un valor preciso, es mas realista usar un rango de valores. El criterio de Hoek-Brown puede ser aplicado únicamente para masas rocosas en las cuales el tamaño individual de los bloques, es pequeño (<25%) en comparación con el tamaño de la excavación en consideración.		MUY BUENA Muy rugosa, superficies frescas (no meteoriz.)	BUENA Rugosa, ligeramente meteorizada, oxidada.	REGULAR Lisa, moderadamente meteorizada y alterada	POBRE Pulida, altamente meteorizada, recubrimientos compactos o rellenos de fragmentos angulares.	MUY POBRE Pulida, altamente meteorizada, con recubrimientos o rellenos de arcilla blanda.
ESTRUCTURA		DECRECIMIENTO DE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE				
 ROCA INTACTA O MASIVA Especimen de roca intacta o masa rocosa masiva en sitio, con muy pocas discontinuidades y extensamente espaciadas.		90	80	N/A	N/A	N/A
 BLOQUEADA (BLOCKY) Masa rocosa muy bien trabada e imperturbada, consistente de bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales.		70	60			
 MUY BLOQUEADA (VERY B) Masa rocosa muy trabada, parcialmente perturbada, con bloques angulares multifacéticos, formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades.			50			
 BLOQUEADA/PERTURBADA Masa rocosa plegada y/o fallada, con bloques angulares formados por la intersección de muchos sistemas de discontinuidades.				40		
 DESINTEGRADA Masa rocosa pobremente trabada y altamente fracturada con una mezcla de trozos de rocas angulares y redondeados.					30	
 FOLIADA/LAMINADA/TECTONIZADA Masa rocosa débil, finamente laminada o foliada y tectónicamente desplazada. Foliación fina prevalece sobre otros sistemas de discontinuidades, resultando una completa ausencia de bloques.		N/A	N/A		20	10

(MODIFICADO DE HOEK, P.D.M. 1998)

FUENTE: DE MARCO (2006)

ANEXO E. INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI). PARA LAS ROCAS METAMORFICAS DE LA CORDILLERA DE LA COSTA DE VENEZUELA.

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) PARA LAS ROCAS METAMORFICAS DE LA CORDILLERA DE LA COSTA DE VENEZUELA A partir de la descripción de la estructura y las condiciones de la superficie de la masa rocosa, seleccionar el intervalo apropiado de esta gráfica. Estimar el valor promedio del Índice de Resistencia Geológica (GSI) de dicho intervalo. No intentar ser tan preciso. Escoger un rango de GSI de 36 a 42 es más aceptable que fijar un GSI = 38. También es importante reconocer que el criterio de Hoek-Brown debería ser aplicado solamente en macizos rocosos donde el tamaño de los bloques o fragmentos es pequeño comparado con el tamaño de la excavación a ser evaluada. Cuando el tamaño de los bloques individuales es aproximadamente mayor a un cuarto de la dimensión de la excavación, generalmente la falla estaría controlada por la estructura y el criterio de Hoek-Brown no debería ser utilizado.		CONDICION SUPERFICIE DE DIACLASAS MUY BUENA Muy rugosa, superficies cerradas sin meteorización BUENA Rugosa, ligeramente meteorizada, abertura < 1mm, rellenos duros MEDIA Ligeramente rugosa, moderadamente meteorizada, abertura 1-5 mm, rellenos duros y blandos MALA Lisa, superficies muy meteorizadas con abertura > 5mm, predominan los rellenos blandos MUY MALA Espejos de falla, superficies muy meteorizadas y abiertas con rellenos blandos				
ESTRUCTURA		DISMINUCION EN CALIDAD DE SUPERFICIE				
	INTACTA O MASIVA – macizo rocoso con pocas discontinuidades, carentes de planos de foliación <i>Ej: Gneis, cuarcita o mármol con un sistema de diaclasas poco frecuente</i>	90		N/A	N/A	N/A
	POCO FOLIADA – macizo rocoso parcialmente fracturado con hasta tres sistemas de discontinuidades. Puede contener intercalaciones delgadas de rocas foliadas <i>Ej: Cuarcita fracturada intercalada ocasionalmente con esquistos y/o filitas</i>	80	70			
	MODERADAMENTE FOLIADA – macizo rocoso fracturado constituido por intercalaciones de rocas foliadas y no foliadas en proporciones semejantes <i>Ej: Intercalaciones de esquistos y/o filitas con mármoles fracturados en proporción similar</i>		60	50		
	FOLIADA – macizo rocoso plegado y/o fallado, muy fracturado, donde predominan las rocas foliadas, con ocasionales intercalaciones de rocas no foliadas <i>Ej: Esquistos y/o filitas muy fracturadas intercaladas ocasionalmente con mármoles lenticulares</i>			40	30	
	MUY FOLIADA – macizo rocoso plegado, altamente fracturado, constituido únicamente por rocas muy foliadas <i>Ej: Esquistos y/o filitas muy fracturadas sin la presencia de mármoles, gneises o cuarcitas</i>				20	
	BRECHADA/CIZALLADA – macizo rocoso muy plegado, alterado tectónicamente, con aspecto brechoso. <i>Ej: Brecha de falla</i>	N/A	N/A			10 5

Adaptado por M. Truzman (1.999) de Hoek y Brown (1.997) para las Rocas Metamórficas de la Cordillera de La Costa de Venezuela

FUENTE: DE MARCO (2006)

ANEXO N° 7

Las aguas se clasifica en:

Tipo 1

Aguas destinadas al consumo domestico, y al uso industrial que requieran de agua potable, siempre que ésta forme parte de un producto o sub- producto destinado al consumo humano o que entre en contacto con él.

Sub Tipo 1A

Aguas que desde el punto de vista sanitario pueden ser acondicionadas con la sola adición de desinfectantes.

Sub Tipo 1B

Aguas que pueden ser acondicionadas por medio de tratamientos convencionales de coagulación, floculación, sedimentación, filtración y cloración.

Sub Tipo 1C

Aguas que pueden ser acondicionadas por proceso de potabilización no convencional.

Tipo 2

Aguas destinadas a usos agropecuarios. A continuación se presentan los sub tipos

Sub Tipos 2A

Agua para riego de vegetales destinados al consumo humano

Sub Tipo 2B

Aguas para el riego de cualquier otro tipo de cultivo y para uso pecuario.

Tipo 3

Aguas Marinas o de medios costeros destinadas a la cría y explotación de moluscos consumidos en crudo.

Tipo 4

Aguas destinadas a balnearios, deportes acuáticos, pesca deportiva, comercial y subsistencia.

Las aguas Tipo 4 se subdividen en los siguiente sub tipos

Sub Tipo 4A

Aguas para el contacto humano total

Sub Tipo 4B

Aguas para el contacto humano parcial

Tipo 5

Aguas destinadas para el uso industriales que no requieren de agua potable

Tipo 6

Aguas destinadas a la navegación y generación de energía

Tipo 7

Aguas destinadas al transporte, dispersión y desdoblamiento de poluentes sin que se produzca interferencia con el medio ambiente adyacente.

En el artículo 4 perteneciente al mismo capítulo del decreto 883, establece

A los efectos de esta norma, se establecen los siguientes criterios para la clasificación de las aguas, así como los niveles de calidad exigibles de acuerdo con los usos a que se destinen.

1. Las aguas del sub tipo 1A son aquellas cuyas características corresponden con los limites y rangos siguientes (Tabla N° 103).

Tabla N° 103. **Rango y limite de las aguas Sub tipo 1A**

Parámetro	Limite o rango máximo
Oxígeno disuelto (O.D)	Mayor de 4.0 mg/l
pH	Mínimo 6,0 y máximo 8,5
Color real	Menor de 50 U Pt-Co
Turbiedad	Menor de 25, UNT.
Fluoruros	Menor de 1,7 mg/l.
Organismos Coliformes	Promedio mensual menor a 2000 NMP por cada 100 ml.

Para el oxígeno disuelto, su valor también se podrá expresar como porcentaje de saturación, el cual debe ser mayor de 60%.

2. Las aguas del sub tipo 1B son aquellas cuyas características corresponden con los limites y rangos siguientes (Tabla N° 104)

Tabla N° 104. **Rango y limite de las aguas Sub tipo 1B**

Parámetro	Limite o rango máximo
Oxígeno disuelto (O.D)	Mayor de 4.0 mg/l *
pH	Mínimo 6,0 y máximo 8,5
Color real	Menor de 150 U Pt-Co
Turbiedad	Menor de 250, UNT.
Fluoruros	Menor de 1,7 mg/l.
Organismos Coliformes	Promedio mensual menor a 10000 NMP por cada 100 ml.

Como se dijo anteriormente para el oxígeno disuelto en el sub tipo 1 A, igualmente, aplica para el sub tipo 1B.

3. Las aguas de los sub tipos 1A y 1B no deberán exceder, además los siguientes limites (tabla N° 105 y 106)

Tabla N° 105 Niveles que no deben ser excedidos por las aguas sub tipo 1 A y B

Elementos o Compuestos	Limites
Aceites minerales	0,3 mg/l
Aluminio	0,2 mg/l
Arsénico total	0,05 mg/l
Bario total	1,0 mg/l
Cadmio total	0,01 mg/l
Cianuro total	0,1 mg/l
Cloros	600 mg/l
Cobre total	1,0 mg/l
Cromo total	0,05 mg/l
Detergentes	1,0 mg/l
Dispersantes	1,0 mg/l
Dureza, expresada como CaCO ₃	500 mg/l
Extracto de carbono al cloroformo	0,15 mg/l
Fenoles	0,002 mg/l
Hierro total	1,0 mg/l
Manganeso total	0,1 mg/l
Mercurio total	0,01 mg/l
Nitratos + Nitratos (N)	10,0 mg/l
Plata total	0,05 mg/l
Plomo total	0,05 mg/l
Selenio	0,01 mg/l
Sodio	200 mg/l
Sólidos disueltos totales	1500 mg/l
Sulfatos	400 mg/l
Zinc	5,0 mg/l

Tabla N° 106 Niveles que no deben ser excedidos por las aguas sub tipo 1 A y B

Biocidas	Limites
Organosfosforados y Carbanatos	0,1 mg/l
Organoclorados	0,2 mg/l
Radiactividad	Limites
Actividad $\bar{U}$	Máximo 0,1 Becquerelio por litro (Bq/l)
Actividad $\bar{b}$	Máximo 1,0 Becquerelio por litro (Bq/l)

4. Las aguas del sub tipo1C, en las cuales el pH debe estar comprendido entre 3,8 y 10, 5.
5. Las aguas del sub tipo 2A son aquellas cuyas características corresponden con los limites y rangos siguientes (tabla N° 107)

Tabla N° 108. Limites y rangos de las aguas Tipo 2A

Parámetro	Limites o rango Máximo
Organismos Coliformes totales	Promedio mensual menor a 1000 NMP por cada 100 ml
Organismos Coliformes fecales	menor a 100 NMP por cada 100 ml

6. Las aguas del sub tipo 2B son aquellas cuyas características corresponden con los limites y rangos siguientes (tabla N ° 109):

Tabla N° 109. Limites y rangos de las aguas Tipo 2B

Parámetro	Limites o rango Máximo
Organismos Coliformes totales	Promedio mensual menor a 5000 NMP por cada 100 ml
Organismos Coliformes fecales	menor a 1000 NMP por cada 100 ml

7. Las aguas de los sub tipos 2A y 2B no deberán exceder, además, los siguientes límites (tabla N° 111 y 112)

Tabla N° 111 Niveles que no deben ser excedidos por las aguas sub tipo 2 A y B

Elementos o Compuestos	Límites
Aluminio	1,0 mg/l
Arsénico	0,05 mg/l
Bario	1,0 mg/l
Boro	0,75 mg/l
Cadmio	0,005 mg/l
Cianuro	0,2 mg/l
Cobre	0,20 mg/l
Cromo total	0,05 mg/l
Hierro total	1,0 mg/l
Litio	5,0 mg/l
Manganeso total	0,5 mg/l
Mercurio	0,01 mg/l
Molibdeno	0,005 mg/l
Níquel	0,5 mg/l
Plata	0,05 mg/l
Plomo	0,05 mg/l
Selenio	0,01 mg/l
Sólidos disueltos totales	3000 mg/l
Sólidos flotantes	ausentes
Vanadio	10,0 mg/l
Zinc	5,0 mg/l

Tabla N° 112 Niveles que no deben ser excedidos por las aguas sub tipo 2 A y B

Biocidas	Límites
Organofosforados y Carbamatos	0,1 mg/l
Organoclorados	0,2 mg/l
Radiactividad	Límites
Actividad α	Máximo 0,1 Becquerelio por litro (Bq/l)
Actividad β	Máximo 1,0 Becquerelio por litro (Bq/l)

8. Las aguas de tipo 3 son aquellas cuyas características corresponden con los límites y rangos siguientes: (tabla N° 113)

Tabla N° 113. Límites y rangos de las aguas Tipo 3

Parámetros	Límites o rango máximo
Oxígeno disuelto (O.D)	mayor a 5,0 mg/l
pH	mínimo 6,5 y máximo 8,5
Aceites minerales	0,3 mg/l
Detergentes no biodegradables	menor a 1 mg/l
Detergentes biodegradables	menor a 1 mg/l
Residuos de petróleo, sólidos sedimentados y flotantes	ausentes
metales y otras sustancias toxicas	no detectables
fenoles y sus derivados	0,002 mg/l
Biocidas	Límites o rango máximo
Organofosforados y Carbamatos	0,1 mg/l
Organoclorados	0,2 mg/l
Organismos Coliformes totales	a) Promedio mensual menor a 70 NMP por cada 100 ml b) El 10% de las muestras puede exceder de 200 NMP por cada 100 ml

Radiactividad	Límites
Actividad $\bar{U}$	Máximo 0,1 Becquerelio por litro (Bq/l)
Actividad $\bar{b}$	Máximo 1,0 Becquerelio por litro (Bq/l)

Es importante destacar que el oxígeno disuelto, también se podrá expresar como porcentaje de saturación, el cual debe ser mayor de 60%. Las muestras de organismos coliformes totales deben ser representativas de la calidad del cuerpo de agua a ser aprovechado. De existir fuentes contaminantes las muestras deberán ser tomadas en

las zonas afectadas. En ambos casos se muestrearán bajo las condiciones hidrográficas más desfavorables, a juicio del Ministerio del Ambiente, los Metales y otras sustancias tóxicas serán determinadas según los métodos aprobados por el Ministerio del Ambiente.

9. Las aguas del sub tipo 4A son aquellas cuyas características corresponden con límites y rangos diferentes tabla N°114

Tabla N° 114. **Parámetros límites y características de las aguas sub tipo 4A**

Parámetros	Límites o rango máximo
Organismos coliformes totales	a) menor a 1000 NMP por cada ml en el 90% de una serie de muestras consecutivas b) menor a 5000 NMP en el 10% restante
Organismos coliformes fecales	a) menor a 200 NMP por cada 100 ml en el 90% de una serie de muestras consecutivas b) menos a 400 NMP en el 10%
Moluscos infectados con S mansoni	Ausentes

10. las aguas del sub tipo 4B son aquellas cuyas características corresponden con los límites y rangos siguientes (tabla N° 115)

Tabla N° 115 **Parámetros Límites y Características de las aguas sub tipo 4B**

Parámetros	Límites o rango máximo
Organismos coliformes totales	a) menor a 5000 NMP por cada ml en el 80% de una serie de muestras consecutivas b) menor a 10000 NMP en el 20% restante
Organismos coliformes fecales	a) menor a 1000 NMP por cada 100 ml en la totalidad de las muestras
Moluscos infectados con S mansoni	Ausentes

11. las aguas de tipo 4 deben cumplir con las condiciones que se presentan en la tabla N° 116:

Tabla N° 116. **Parámetros límites y características de las aguas sub tipo 4B**

Parámetros	Límites o rango máximo
oxígeno disuelto (O.D)	mayor de 5,0 mg/l
pH	mínimo 6,5 y máximo 8,5
aceites minerales	0,3 mg/l
Detergentes	menor de 1 mg/l
sólidos disueltos	desviación menor de 33% de la condición natural
Residuos de petróleo, sólidos sedimentables y flotantes	ausentes
metales y otras sustancias toxicas	no detectable
fenoles y sus derivados	0,002 mg/l
Biocidas	límites o rango máximo
organofosforados y Carbamatos	0,1 mg/l
Organoclorados	0,2 mg/l
Radiactivos	Límites o rangos máximos
Actividad $\bar{U}$	máximo 0,1 Becquerelio por litro Bq/l
Actividad b	máximo 1,0 Becquerelio por litro Bq/l

12. las aguas del tipo 5 son aquellas cuyas características corresponden a los límites y rangos siguiente: (tabla N° 117)

Tabla N° 117. **Parámetros límites y características de las aguas tipo 5**

Parámetros	Límites o rango máximo
fenoles	menor de 0,002 mg/l
Aceites y espumas	ausentes
sustancias que originen sedimentos de sólidos y formación de lodos	ausentes

13. las aguas del tipo 6 son aquellas cuyas características corresponden a los límites y rangos siguientes: (tabla N° 118)

Tabla N° 118. **Parámetros límites y características de las aguas tipo 6**

Parámetros	Límites o rango máximo
Oxígeno disueltos(.O.D)	mayor a 4 mg/l
sólidos flotantes y sedimentos o depósitos de lodo	concentraciones que no interfieran la navegación o la generación de energía

14. Las aguas del tipo 7 son aquellas cuyas características corresponden a los límites siguientes: (tabla N° 119)

Tabla N° 119 **Parámetros límites y características de las aguas tipo 7**

Parámetros	Límites o rango máximo
Oxígeno disueltos(.O.D)	mayor a 3 mg/l

ANEXO 8