

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



**“EVALUACIÓN ECONÓMICA PRELIMINAR PARA UN
PROYECTO DE CARBÓN ANTRACITA EN ALTO CHICAMA”**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR:

ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS

ASESOR:

ING. AUGUSTO TEVES ROJAS

LIMA-PERU

2014

AGRADECIMIENTO

Son muchas las personas que han formado parte de mi vida profesional a las que me encantaría agradecer su amistad, consejo, apoyo, ánimo y compañía. En donde estén quiero darles las gracias por formar parte de mí, por todo lo que me han brindado y por todas sus bendiciones, por prestar su tiempo para este fin. Para ellos: Muchas gracias y que Dios los bendiga.

DEDICATORIA

A mis padres Juana y Aníbal,
por su apoyo, confianza y amor.

Gracias.

RESUMEN

La Industria del Carbón está en la actualidad incrementando su precio y demanda. Perú no es la excepción importando alrededor de 1.2 Mt de carbón anualmente de Colombia para uso principalmente como energía y teniendo una producción nacional cercano a 0.2 Mt, no obstante, se tiene 1.1 Gt de recursos minables los cuales de ser minados podrían satisfacer la demanda interna.

La minería de carbón en el Perú muestra imagen negativa debido a la informalidad de sus operaciones, oferta de carbón internacional, e inexistencia de tecnología de minería de carbón en el País. Surge entonces la necesidad de elaborar una evaluación preliminar de un proyecto minero de carbón acorde con los yacimientos de carbón en el Perú, además de, recopilar y filtrar información sobre tecnología de carbón; esto incluye evaluación de recursos, estimación de reservas, mercado, datos relevantes, lo cual sirva de guía de elaboración de informes técnicos y bibliografía actual que se utilizará como base para futuras investigaciones.

El estudio tiene el objetivo de mostrar al gremio minero que es posible la viabilidad de un proyecto de Carbón Antracita en el Perú con estándares internacionales a un precio FOB "X". El carbón es un recurso energético y estratégico, el precio de Carbón varía de acuerdo al país de origen y su explotación significa menor egreso de divisas por concepto de energía y activa un mercado interno y manteniendo los recursos dentro del país.

ABSTRACT

The Coal Industry has been growing in demand and price. Peru is not an exception with about 1.2 Mt of coal imported annually, principally from Colombia for using primarily as energy, and it is close to 0.2 Mt national production, however, Peru has 1.1 Gt of minable resources which could supply the domestic demand.

Coal mining in Peru shows a negative image due to the informality of its mining operations, international coal offering, and incipient technology in coal operations in the country. For this reason, it is necessary a preliminary assessment of a coal mining project in line with the coal deposits in Peru, in addition to collect and filter information of current coal technology, this includes resource evaluation, reserve estimation, relevant market data, which will be serve as a guide to preparing technical reports and current literature which will be use as a base for future researches.

The purpose of this study is to show the possible feasibility of an anthracite coal operation in Peru in line with international standards with a FOB price "X". Coal is a strategic energy resource; the coal price varies by country of origin and its operations means less imports for energy concept and also activates an internal market and would maintain significant economic resources within the country.

ÍNDICE

| | Pág. |
|---|-------------|
| INTRODUCCIÓN | 11 |
| CAPITULO I – PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | |
| 1.1 ANTECEDENTES | 12 |
| 1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA | 13 |
| 1.3 OBJETIVO | 13 |
| 1.4 JUSTIFICACIÓN | 14 |
| 1.5 MARCO TEÓRICO | 14 |
| 1.6 HIPÓTESIS | 15 |
| 1.7 METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN | 15 |
| 1.7.1 Método de Investigación | 15 |
| 1.7.2 Diseño Metodológico | 15 |
| CAPITULO II – ASPECTOS GENERALES | 18 |
| 2.1 DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD Y LOCALIZACIÓN DE RECURSOS | 18 |
| 2.2 ACCESIBILIDAD | 19 |
| 2.3 GEOLOGÍA LOCAL | 20 |
| 2.3.1 Formación Chicama | 20 |
| 2.3.2 Formación Chimú | 20 |

| | |
|--|----|
| 2.4 YACIMIENTO | 21 |
| 2.5 CARACTERÍSTICAS GEOQUÍMICAS | 23 |
| | |
| CAPITULO III – ESTIMACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS | 24 |
| 3.1 ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES | 24 |
| 3.2 CALCULO DE RESERVAS | 27 |
| 3.2.1 Metodología | 28 |
| 3.2.2 Consideraciones de Calculo | 29 |
| 3.3 MÉTODOS PROPUESTOS PARA EL CÁLCULO DE RESERVAS | 30 |
| 3.4 METODOLOGÍA DE LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE | 34 |
| MINADO | |
| 3.4.1 Tajeo por Sub Niveles | 36 |
| 3.4.2 Shrinkage | 40 |
| 3.5 DESARROLLO, PREPARACIÓN E INFRAESTRUCTURA DE | 47 |
| MINA | |
| 3.6 PLAN DE PRODUCCION | 49 |
| 3.7 PRECIO | 50 |
| 3.8 ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTO SOCIAL | 51 |
| 3.9 COSTO DE CAPITAL Y COSTO OPERACIONAL ESTIMADO | 52 |
| 3.9.1 Capex | 52 |
| 3.9.2 Opex | 52 |
| | |
| CAPITULO IV – ANALISIS ECONÓMICO PRELIMINAR | 54 |
| 4.1 EVALUACIÓN ECONÓMICA | 54 |
| 4.2 CALCULO NPV | 55 |

| | |
|-------------------------------------|-----------|
| 4.3 VIDA DE LA MINA | 56 |
| 4.4 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD | 56 |
| CONCLUSIONES | 57 |
| BIBLIOGRAFÍA | 61 |
| ANEXOS | |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 2.1: Características Geoquímicas | 23 |
| Tabla 3.1: Recursos Proyecto Antracita | 24 |
| Tabla 3.2: Valores Límites para el cálculo de Recursos | 26 |
| Tabla 3.3: Reservas Caso 2 – Caso Base | 27 |
| Tabla 3.4: Consideraciones del método de Minado | 29 |
| Tabla 3.5: Recursos Minables | 31 |
| Tabla 3.6: Dilución producida por el Minado | 32 |
| Tabla 3.7: Tonelaje de Mineral (Carbón Antracita + dilución) | 32 |
| Tabla 3.8: Pérdidas por Manipuleo, uso y Lavado del Carbón | 32 |
| Tabla 3.9: Reservas por Método de Explotación Empleado | 32 |
| Tabla 3.10: Reservas Caso 1 | 33 |
| Tabla 3.11: Reservas Caso 2 – Caso Base | 33 |
| Tabla 3.12: Reservas Caso 3 | 33 |
| Tabla 3.13: Desarrollos contemplados en el CAPEX-Caso Base | 49 |
| Tabla 3.14: Sumario del Plan de Producción -Caso Base | 50 |
| Tabla 3.15: Costo de Capital | 52 |
| Tabla 3.16: Costo Operacional Global | 53 |
| Tabla 3.17: Costo en Bocamina Estimado | 53 |
| Tabla 3.18: Costo de Minado Estimado - Empresa Minera Especializada | 53 |
| Tabla 4.1: Evaluación Económica | 54 |
| Tabla 4.2: Análisis de Sensibilidad (Después de Impuestos) – Caso Base | 55 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|--|----|
| Figura 2.1: Ubicación Satelital del proyecto | 18 |
| Figura 2.2: Mapa de Concesiones | 19 |
| Figura 2.3: Columna Estratigráfica del Yacimiento | 22 |
| Figura 3.1: Vista Isométrica del Mapeo superficial y Túnel de Muestreo | 25 |
| Figura 3.2: Vista Isométrica de los Mantos de Carbón | 26 |
| Figura 3.3: Diagrama de flujo (RESERVAS) | 28 |
| Figura 3.4: Método de Minado - Sub Level Stopping | 39 |
| Figura 3.5: Método de Minado - Shrinkage | 45 |
| Figura 3.6: Método de Minado - Perfil Longitudinal | 46 |
| Figura 3.7: Vista Isométrica -Desarrollos y traza de Mantos | 48 |
| Figura 3.8: Vista Isométrica - Desarrollos | 48 |
| Figura 4.1: Cálculo NPV | 55 |
| Figura 4.2: Análisis de Sensibilidad TIR | 56 |
| Figura 4.3: Análisis de Sensibilidad NPV | 57 |

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO A

HOJAS DE CALCULO

ANEXO B

INFORME NI 43 101

ANEXO C

PLANOS

ANEXO D

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN RECURSOS Y RESERVAS - ECOCARBON

ANEXO E

U.S. GEOLOGICAL SURVEY PROFESSIONAL PAPER 1625-F

ANEXO F

AUSTRALIAN GUIDELINES FOR ESTIMATING AND REPORTING OF
INVENTORY COAL, COAL RESOURCES AND COAL RESERVES

INTRODUCCIÓN

El presente estudio es la evaluación preliminar de un proyecto minero de carbón antracita para mantos verticales ubicado en la provincia de Otuzco, región La Libertad en Perú y ha sido elaborado bajo el formato NI 43-101; se presenta los criterios utilizados para estimar recursos, estimar reservas, mercado actual, tecnología de carbón y realizar un análisis financiero preliminar que indique la viabilidad del yacimiento, además de recopilar información y referencias que afirmen la viabilidad ambiental, social y económica.

Este informe ha sido preparado para la explotación de una mina de 76 000 toneladas de carbón antracita por año, el proyecto se ha denominado “Proyecto Mina Antracita”, con una gestión de mediana minería en el cual se prevé la contratación de una empresa minera especializada y costos de mediana minería.

Se evaluaron 3 escenarios obtenidos de la utilización de métodos de explotación en los recursos de carbón, se tomó el caso 2 como Caso Base del cual se hizo una planificación a largo plazo con el fin de obtener el Capex y Opex requeridos para realizar una evaluación económica preliminar y determinar la viabilidad económica de la explotación del yacimiento.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 ANTECEDENTES

Descubrimiento: El primer informe técnico sobre la zona carbonera del Alto Chicama fue hecho por W. Griffith quien publicó en 1899 los resultados de sus exploraciones en el "Journal of the Franklin Institute" en el artículo titulado "Antracita Coal in Perú".

Informes técnicos: Los informes técnicos con mayor información referidos a la zona carbonífera del Alto Chicama fueron elaborados por Rolando Carrascal M., Carmen Matos A. y Oscar Silva C. quienes publicaron en el 2000 el boletín N° 7 de la Serie B: Geología Económica de Ingemmet, el artículo titulado "Carbón en el Perú"; Julio Escudero R. publicó en 1979 el boletín N° 2 de la Serie B: Geología Económica de Ingemmet, el artículo titulado "El Carbón del Alto Chicama".

Mineros Artesanales, La zona del proyecto en estudio ha tenido una presencia previa de mineros artesanales quienes han explotado el yacimiento de manera totalmente artesanal utilizando combas y barretas para el uso de

carbón como combustible para las herrerías de la zona. No obstante en los últimos 5 años esta actividad se ha ido incrementando en volumen de producción para su venta al mercado interno peruano.

Proyecto de Carbón Alto Chicama, comprende las operaciones mineras de carbón que Cementos Pacasmayo realizará en las concesiones adquiridas ubicadas en los distritos de Usquil y Huaranchal de la provincia de Otuzco, departamento de La Libertad. Para ello, se está considerando los servicios de Contratistas Mineros Especializados (CME) para explorar, desarrollar, preparar y explotar el yacimiento de carbón.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Cementos Pacasmayo SAA, ha adquirido 10 concesiones con una Superficie de 2,821ha los cuales se han dividido en etapas de exploración. Para el ejercicio se ha escogido una zona (Etapa 1) que comprende 3 concesiones en donde se realizará una evaluación económica preliminar para ver el potencial de esta zona como futura operación minera. ¿Es posible realizar una primera aproximación de la viabilidad de un proyecto minero de carbón con recursos y escasa información del sitio?

1.3 OBJETIVO

Realizar un estudio técnico y una evaluación económica preliminar de un Proyecto de Mina de Carbón Antracita en el Perú; que funcione como guía actualizada de elaboración de informes técnicos, que contenga criterios de planificación de minado y evaluación de recursos, tecnología actual y

bibliografía de minería de carbón la cual servirá como antecedente para el planeamiento de minado a largo plazo de depósitos de carbón en el Perú.

1.4 JUSTIFICACIÓN

- a) El País requiere de inversión privada que genere contribución fiscal y valor agregado.
- b) La minería de Carbón en el Perú es desconocido para la gran mayoría de ingenieros de minas, estudiantes e inversionistas peruanos, por lo cual es necesario difundirlo para elevar el nivel técnico de exploración y explotación.

1.5 MARCO TEÓRICO

"Un proyecto no es ni más ni menos que la búsqueda de una solución inteligente al planteamiento de un problema pendiente a resolver, entre tantas, una necesidad humana".¹

Los proyectos mineros son intensivos en capital con un riesgo inherente elevado y, como tal, a menudo no se considera lo suficientemente solvente para obtener financiamiento tradicional. Los patrocinadores del proyecto pueden no estar dispuestos a llevar a los riesgos y asumir las obligaciones de la deuda asociados a la financiación tradicional, incluso si se encuentra disponible. La financiación de proyectos es una alternativa atractiva, ya que permite los riesgos asociados con el proyecto para ser compartido con el prestamista director.

En los préstamos sin recurso, no existen activos materiales hasta que el la operación se pone en producción. Claramente, el prestamista estará expuesto

¹ Nassi Sapag Chain en su libro Preparación y Evaluación de Proyectos, pág.1.

a todos los riesgos asociados con el proyecto, que podría dar lugar a los ingresos son insuficientes para servicio de la deuda. Los bancos por lo tanto siempre va a tomar una postura conservadora en la evaluación de la viabilidad económica de un proyecto, y puede parecer al patrocinador del proyecto para proporcionar garantías corporativas para el préstamo.

En conclusión, es necesario realizar un análisis riguroso con toda la información disponible y al alcance que genere una información auditable y ordenada que vaya acorde con normas internacionales como el código NI 43 101 así este no sea solicitado.

1.6 HIPÓTESIS

Se tiene un yacimiento de carbón con recursos inferidos, los cuales se manejarán como recursos medidos y recursos indicados, además, se tiene una primera aproximación de la viabilidad económica la cual nos ha generado indicadores que harán viable una operación minera de extracción de carbón con estándares de calidad bajo normas peruanas e internacionales a un precio de venta "X".

1.7 METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

1.7.1 Método de Investigación

Método general:. Análisis y comparación.

Método específico: Observación y medición.

1.7.2 Diseño Metodológico

a) Población y Muestra:

Población: Proyectos mineros del país e información de contratistas en pequeña y mediana minería.

Muestra: Proyecto de Carbón Antracita.

b) Variables:

Entrada: Geología, datos de exploración, localización y accesibilidad, estudio de mercado, costo de equipos, costo de mano de obra, índices de métodos de explotación, guía de recursos, indicadores económicos y financieros.

Salida: Descripción del proyecto, Opex, Capex, Análisis Económico Preliminar.

c) Escala de Medición:

| Variable | Descripción |
|--------------------------------|--------------------|
| Cubicación de Mineral: | (t) |
| Valor recuperable: | (USD/t) |
| Producción: | (t) |
| Modificadores para Estimación: | (%) |
| Índices de Minado: | (%) |
| Costos Unitarios: | (USD) |
| Costo de Equipo: | (USD) |
| Tamaño del Proyecto: | (t) |
| Capex: | (USD) |
| Opex: | (USD) |
| VAN: | (USD) |
| TIR: | (%) |

Análisis de Riesgo: (%)

Periodo de Retorno: (años)

Rentabilidad: (%)

d) Modelo de Observación

$Y_t \rightarrow X_t$

e) Unidad de Observación

Capex (USD), Opex (USD), VAN (\$), TIR (%),
Rentabilidad (%), y Análisis de Sensibilidad (%).

f) Diseño de Investigación

Muestra \rightarrow Observación

g) Técnicas y Procedimiento de Recolección de Datos

- La empresa dispone de los datos técnicos sobre el proyecto, estas se recopilaron;
- Se ha recolectado información relevante de diferentes bibliotecas virtuales;
- Para la elaboración de este trabajo se tomo como referencia la estructura de un informe NI 43 101 a nivel conceptual.

h) Materiales y Equipos Utilizados

- Guías y Procedimientos;
- Informes técnicos NI 43 101 con mención en Carbón;
- Software Minero y Tablas de Excel para la evaluación económica.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1 DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD Y LOCALIZACIÓN

El proyecto se encuentra en Perú, en la costa oeste de Sudamérica. La propiedad del presente estudio “Proyecto Mina Antracita”, comprenderá operaciones que se realizará en tres concesiones pertenecientes a Cementos Pacasmayo ubicadas en el distrito de Usquil de la provincia de Otuzco, región de La Libertad. La figura 2.1 muestra la Ubicación Satelital del Proyecto.



Figura 2.1: Ubicación Satelital del proyecto²

² Imagen aérea obtenida desde Google Earth.

Las concesiones de la zona del proyecto a estudiar (Propiedad) son 3, MARTIN V 300 de una extensión de 300 ha, MARTIN VII 50 de una extensión de 54 ha y ANA LUCIA M de una extensión de 400 ha; las cuales se encuentran superpuestas abarcando un total de 703.3 ha. La figura 1.2 Muestra las concesiones del Proyecto.

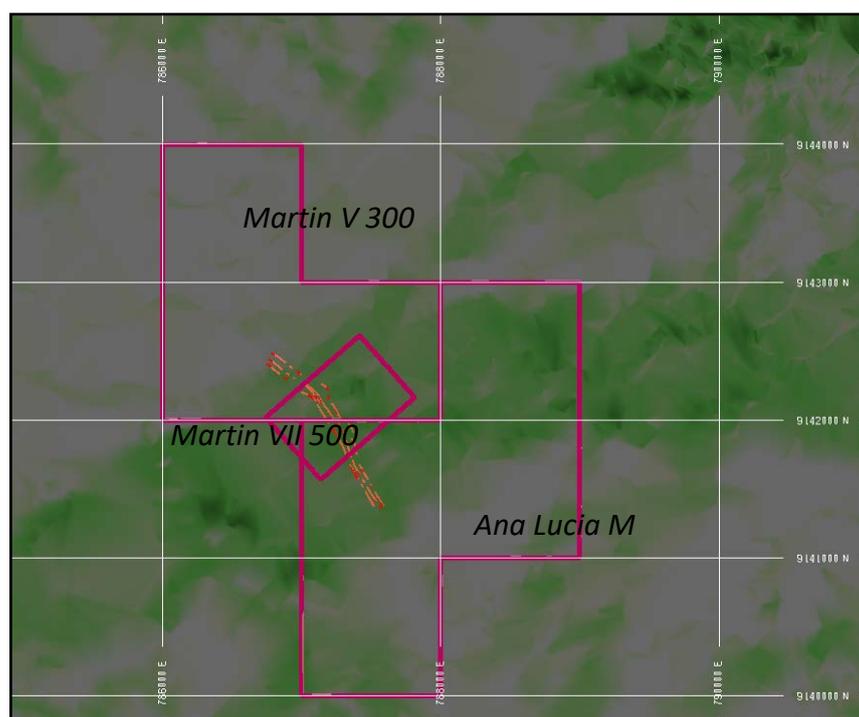


Figura 2.2: Mapa de Concesiones³

2.2 ACCESIBILIDAD

La propiedad es accesible desde Lima por vuelo o vía terrestre utilizando la carretera Panamericana Norte hacia la ciudad de Trujillo, para luego proceder hacia el este por carretera asfaltada a la ciudad de Otuzco. De Otuzco existe un camino afirmado que conduce directamente a las concesiones.

³ Imagen aérea obtenida desde Google Earth.

La ruta de Lima -Trujillo es de 650 km y 7 horas de viaje por vía terrestre; la ruta de Trujillo – Otuzco es de 75 km y 1 hora de viaje y la ruta de Otuzco - Callancas - Huaranchal – Proyecto es de 95 km y 3.5 horas de viaje

2.3 GEOLOGÍA LOCAL

La geología local se compone de dos formaciones principales, la Formación Chicama y Formación Chimú. La litoestratigrafía de estas formaciones se describe a continuación:

2.3.1 Formación Chicama

Las rocas más antiguas del área son sedimentos clásticos marinos de la formación Chicama del Jurásico Superior, compuesta por lutitas negras, abigarradas, con presencia de pirita, óxidos de hierro y pizarras con venas de cuarzo; sobre yace a esta secuencia la formación Chimú. La secuencia de las lutitas de la formación Chicama se ubican en la parte central del anticlinal volcado.

2.3.2 Formación Chimú

Está compuesta por areniscas limpias de grano medio bien seleccionadas con intercalaciones de limolitas y lutitas, tanto arcillosas como bituminosas, y también mantos de carbón antracítico. Esta formación corresponde a una paleogeografía de carácter deltaico, sufriendo continuamente procesos transgresivos y regresivos, así como estadios de ambiente anóxico pantanoso, en el que se forman los horizontes carbonosos.

2.4 YACIMIENTO

Dentro de las concesiones del proyecto en estudio se ha reconocido la presencia de 4 mantos (ver figura 2.3), con un buzamiento promedio de 85° SW. Los mantos han sido denominados M1, M2, M3 y M4, no necesariamente en orden de la columna estratigráfica debido a que su identificación inicial fue realizado por muestreo superficial; los mantos se describen a continuación:

Manto 1: Con un ancho promedio de 1.5 m - 1.8 m;

Manto 2: Con un ancho promedio de 2.2m – 2.5 m, presenta una capa de 0.2 m de lutitas;

Manto 3: Con un ancho promedio de 5.5 m, presenta una capa de 0.05m de lutitas.

Manto 4: Con un ancho promedio de 0.5 m y por partes de 0.7m;

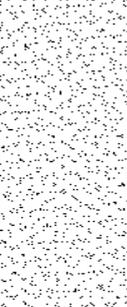
| ANCHO PROMEDIO | COLUMNA | DESCRIPCIÓN |
|----------------|---|--------------------------------|
| 63.0 |  | Arenisca |
| 1.50 |  | Manto 1 (M1) |
| 18.0 |  | Arenisca |
| 0.5 |  | Manto 4 (M4) |
| 15.0 |  | Arenisca |
| 0.05 2.5 |  | Capa de Lutita Manto 2 (M2) |
| 21 |  | Arenisca |
| 0.2 5.5 |  | Capa de Lutita Manto 3 (M3) |
| 63.0 |  | Arenisca |

Figura 2.3: Columna Estratigráfica del Yacimiento⁴

⁴ Información del Autor - Columna Estratigráfica del Yacimiento.

2.5 CARACTERÍSTICAS GEOQUÍMICAS

Para el presente estudio se ha tomado la referencia de 2 muestras, las cuales se muestran en la tabla 2.1, los análisis principalmente se ha realizado con el fin de obtener un producto para venta con fines de combustión. Los análisis indican Carbón Antracítico de elevado contenido de carbón fijo y bajo contenido de azufre.

Tabla 2.1: Características Geoquímicas

⁵

| Muestra de carbón | Humedad (%) | Material Volátil (%) | Cenizas (%) | Carbón Fijo (%) | Azufre (%) | Poder Calorífico (Kcal/Kg) |
|-------------------|-------------|----------------------|-------------|-----------------|------------|----------------------------|
| 2001CS-12 | 8.10 | 2.62 | 7.99 | 81.29 | 0.72 | 6,858 |
| 1807CS-12 | 6.96 | 2.34 | 5.96 | 84.74 | 0.75 | 7147 |

⁵ Resultados de Ensayo de Laboratorio-Información del Autor.

CAPÍTULO III

ESTIMACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS

3.1 ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES

Los recursos medidos, recursos indicados y recursos inferidos son mostrados, cabe indicar que parte del recurso inferido se ha reclasificado como recursos medidos y recursos indicados con el objetivo de tener un punto de partida en la tabla 3.1:

Tabla 3.1: Recursos Proyecto Antracita⁶

| | Potencia Promedio (m) | Recurso Medido (t) | Recurso Indicado (t) | Recurso Inferido (t) |
|---------|-----------------------|--------------------|----------------------|----------------------|
| Manto 1 | 1.50 | 90 462 | 90 462 | 180 923 |
| Manto 2 | 2.25 | 135 692 | 135 692 | 271 385 |
| Manto 3 | 5.50 | 331 692 | 331 692 | 663 385 |
| Manto 4 | 0.50 | 30 154 | 30 154 | 60 308 |
| Total | | 588 000 | 588 000 | 1 176 000 |

Luego de determinar el área carbonífera, el espesor promedio del manto y la densidad del carbón, se procede al cálculo de recursos. La primera aproximación en cifras para un estudio conceptual se obtiene de la siguiente fórmula:

⁶ Información del Autor -Recursos Estimados.

$$T = \frac{AxExD}{\cos(F)}$$

Donde:

A = Área Proyectada

E = Promedio Ponderado del ancho del Manto

D = Densidad de Carbón

F = Inclinación del Manto

T = Tonelaje

Cabe Indicar que debido a la casi perpendicularidad del manto con la horizontal, la superficie es una limitante a ser considerada dentro de la estimación del recurso mineral de carbón. Las fallas también son limitantes, para el caso de este estudio no se tiene fallas de Importancia que limiten la estimación de recursos.

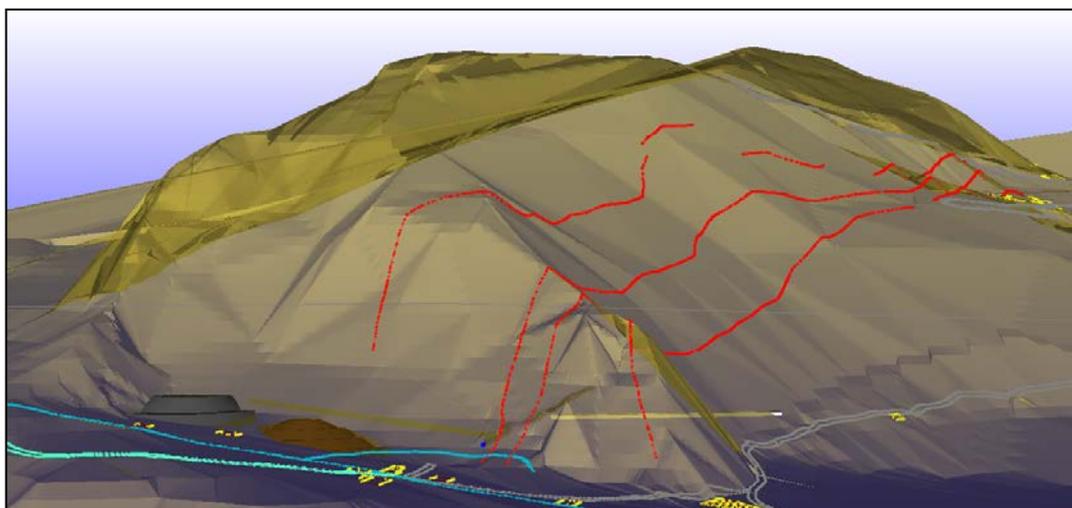


Figura 3.1: Vista Isométrica del Mapeo superficial y Túnel de Muestreo⁷

⁷ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

La figura 3.1 y figura 3.2 muestra una vista isométrica del yacimiento.

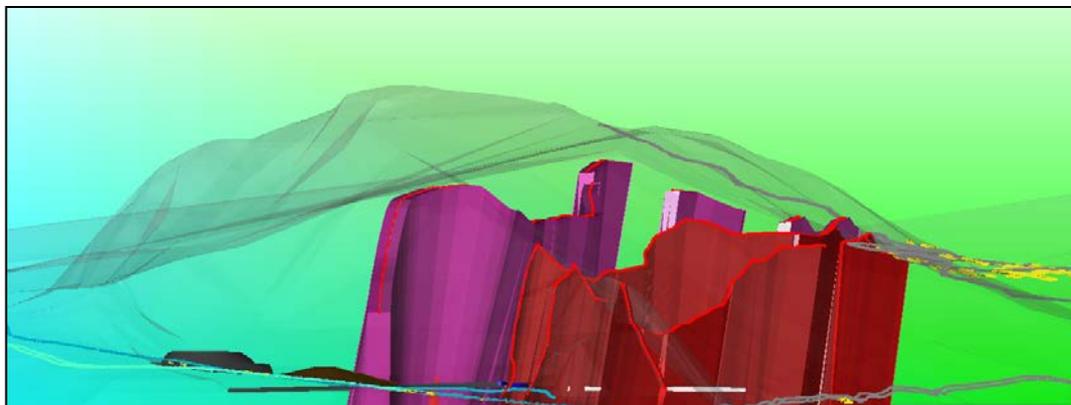


Figura 3.2: Vista Isométrica de los Mantos de Carbón⁸

La tabla 3.2 muestra los valores límites utilizados para calcular recursos de carbón.

Tabla 3.2: Valores Límites para el cálculo de Recursos⁹

| RECURSOS | ESPESOR EN METROS | | DISTANCIA MAXIMA ENTRE PUNTOS | PROFUNDIDAD MAXIMA INFORMACION EN METROS | PROFUNDIDAD MAXIMA TAJEO EN METROS | DESNIVEL MAXIMO EN METROS | COMPLEJIDAD GEOLOGICA |
|-----------|-------------------|--------|-------------------------------|--|------------------------------------|---------------------------|-----------------------|
| | Mínimo | Máximo | | | | | |
| Medidos | $\geq 0,4$ | <50 | 500 | 600 | 300 | 300 | Moderada |
| Indicados | $\geq 0,4$ | <50 | 1500 | | | | |
| Inferidos | $\geq 0,4$ | <50 | 4500 | | | | |
| Medidos | $\geq 0,4$ | <50 | 300 a 500 | 600 | 300 | 300 | Marcada |
| Indicados | $\geq 0,4$ | <50 | 900 a 1500 | | | | |
| Inferidos | $\geq 0,4$ | <50 | 2700 a 4500 | | | | |
| Medidos | $\geq 0,4$ | <50 | 300 | 600 | 300 | 300 | Intensa |
| Indicados | $\geq 0,4$ | <50 | 900 | | | | |
| Inferidos | $\geq 0,4$ | <50 | 2700 | | | | |

⁸Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

⁹ Firma Muysquin Consultoría Ltda., 2005, Ecocarbón, Sistema de clasificación de recursos y reservas.

3.2 CÁLCULO DE RESERVAS

Se define una reserva mineral como "La parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado que demuestra al menos un estudio de viabilidad preliminar". Este estudio debe incluir información adecuada de extracción, procesamiento, factores metalúrgicos, económicos y de otro tipo que demuestren, en el momento de presentación de informes, que la extracción económica puede justificar. Una reserva mineral incluye dilución y provisiones por pérdidas que puedan ocurrir al extraer el material".¹⁰

Las Reservas para el Presente proyecto han sido calculadas en 781 588 t de Carbón Antracita con un rango de poder calorífico entre 6500-7200 Kcal/Kg.

La tabla 2.3 muestra las reservas obtenidas para el Caso Base.

Tabla 3.3: Reservas Caso 2 – Caso Base¹¹

| Manto | Método de Minado | Reservas Probadas +Reservas Probables (t) |
|-----------|----------------------|---|
| Manto 1 | Shirinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shirinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total (t) | | 781 588 |

¹⁰Golder Associates, 2012, Definiciones.

¹¹Reservas utilizadas para realizar análisis económico y análisis financiero.

3.2.1 Metodología

La Metodología Empleada ha sido tomada se muestra en la Figura 2.3:

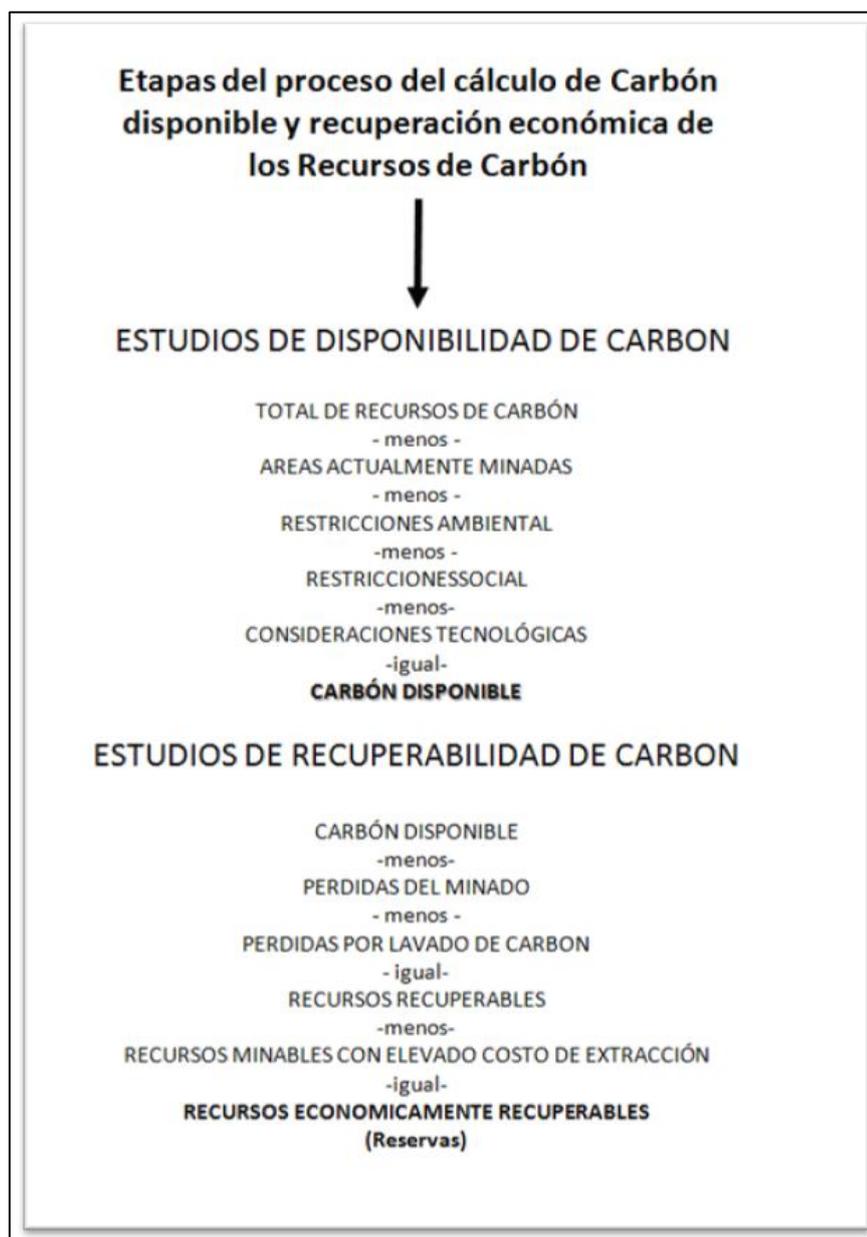


Figura 3.3: Diagrama de flujo que muestra los factores a tener en cuenta para el cálculo de recursos económicos recuperables de carbón (RESERVAS)¹²

¹² Coal Fields Geology Council of New South Wales and Queensland Mining Council (2003). Australian Guidelines for the estimating and reporting of inventory coal, coal resources and coal reserves.

3.2.2 Consideraciones de Cálculo

Para el cálculo de las reservas se ha tenido en consideración una densidad para antracita de 1.47 g/cc y para el desmonte una densidad de 2.1 g/cc, además, se ha asumido un ancho constante y calidad de carbón de todo el yacimiento por encima de la ley de corte para el cálculo de dimensionamiento de los tajeos en Interior Mina. Los Recursos Medidos e Indicados se encuentran en un proporción 1:1 y han sido sumadas para facilitar el cálculo.

Para el proceso de transición de recursos minerales a Reservas se ha tenido en consideración:

- Solo los Recursos Medidos podrán ser Reservas Probadas;
- Solo los Recursos Indicados podrán ser Reservas Probables;
- Los Recursos Inferidos, no ingresan al proceso de cálculo;
- Se ha descontado a los Recursos Minerales la pérdida por utilización de determinado método de Explotación;
- Se ha agregado dilución Teórica;
- Se ha restado perdidas por manipuleo, uso y lavado de Carbón.

La tabla 3.4 muestra las consideraciones tomadas por método de Explotación (*Costos referenciales*) claves para la estimación de reservas.

Tabla 3.4: Consideraciones del método de Minado¹³

| Actividad/ método de minado | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|-----------------------------------|-----------|-------------|-------------------------|--------------------|----------------------------------|
| Costo Operacional | 35.59 | 21.06 | 30.38 | 58.77 | 35.74 |
| Recuperación: | 75-85% | 70-90% | 50-75% | 95%- 100% | 80%-90% |
| Dilución | 0%-10% | 10%- 20% | 5%-10% | 0%-5% | 0%-125% |

¹³ Ver Anexo A-Tabla A.4: Costo de Minado Según Método de Explotación

3.3 MÉTODOS PROPUESTOS PARA EL CÁLCULO DE RESERVAS

Los métodos que podrían ser aplicados para este tipo de yacimientos según el autor son:

- Shrinkage;
- Longwall;
- Camaras y Pilares;
- Corte y Relleno;
- Tajeo por Subniveles.

Los métodos tendrán variaciones para adecuarse a la particularidad del Yacimiento. En la Tabla 3.5 muestra los recursos minables (sin dilución) si en cada manto se emplease el método indicado.

Se ha tenido las siguientes consideraciones de los métodos de minado propuestos:

- En el caso del Shrinkage puede ser aplicado para los mantos M1 y M2;
- El método de minado Longwall que se utiliza ampliamente en el minado de carbón, se ha indicado como no viable debido a la forma del yacimiento y al elevado Capex, puesto que es utilizado para mantos casi horizontales y tasa de producción elevada.
- El método de Cámaras y Pilares puede ser empleado con variaciones adecuadas al yacimiento en lo mantos M1, M2 y M3.
- El método de Corte y Relleno puede ser empleado por los mantos M1, M2 y M3, sin embargo, no cumple la restricción del cut-off lo cual hace inviable su extracción para cálculos en este estudio preliminar. Se ha considerado un elevado costo puesto que se tendrían que crear tajeos de relleno detrítico, sin embargo no se descarta su utilización para algunas zonas o para estudios futuros debido a su adaptabilidad para este tipo de yacimientos.

- El método de Long hole o Tajeo por Subniveles puede ser empleado para el manto M3 debido a su potencia, sin embargo, hay que señalar que dicho método generará subsidencia por lo cual el manto 3 deberá ser minado luego del minado del manto M1 y M2 para cumplir con la Recuperación indicada.
- El Manto M4 no ha sido considerado en el Cálculo debido a su espesor y ha sido considerado no Económico para ningún tipo de Explotación.
- En la Tabla 3.5 muestra los recursos minables (sin dilución) si en cada manto se emplease el método indicado.

Tabla 3.5: Recursos Minables¹⁴

| Manto | Recursos Minerales Recuperados por Método de Minado | | | | |
|--------|---|---------------------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
| | 80% | 85% | 70% | 100% | 85% |
| M1 (t) | 155 077 | Manto No Horizontal | 116 308 | Opex Elevado | - |
| M2 (t) | 232 615 | Manto No Horizontal | 174 462 | Opex Elevado | - |
| M3 (t) | Presencia de Subsidencia | Manto No Horizontal | 426 462 | Opex Elevado | 604 154 |
| M4 (t) | No Ingresa en el Cálculo de Reserva | | | | |

¹⁴ Obtenido luego de Aplicar metodología mostrado en la figura 3.3

Tabla 3.6: Dilución producida por el Minado

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|------------------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| Dilusión Asumida | 5% | 10% | 5% | 2% | 5% |
| M1 (t) | 10 338 | - | 7 754 | - | - |
| M2 (t) | 15 508 | - | 11 631 | - | - |
| M3 (t) | - | - | 28 431 | - | 40 277 |
| M4 (t) | - | - | - | - | - |

Tabla 3.7: Tonelaje de Mineral (Carbón Antracita + dilución)

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|--------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| M1 (t) | 155 077 | - | 116 308 | - | - |
| M2 (t) | 232 615 | - | 174 462 | - | - |
| M3 (t) | - | - | 426 462 | - | 604 154 |
| M4 (t) | - | - | - | - | - |

Tabla 3.8: Perdidas por Manipuleo, uso y Lavado del Carbón

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|-----------------|---|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| Perdida Asumida | 4%(del Mineral Extraído de Interior Mina) | | | | |
| M1 (t) | 6 203 | - | 4 652 | - | - |
| M2 (t) | 9 305 | - | 6 978 | - | - |
| M3 (t) | - | - | 17 085 | - | 24 166 |
| M4 (t) | - | - | - | - | - |

Tabla 3.9: Reservas Probadas+Probables por Método de Explotación Empleado

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|--------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| M1 (t) | 148 874 | - | 111 655 | - | - |
| M2 (t) | 223 311 | - | 167 483 | - | - |
| M3 (t) | - | - | 409 403 | - | 579 988 |
| M4 (t) | - | - | - | - | - |

La tabla 3.5, tabla 3.6, tabla 3.7, tabla 3.8, tabla 3.9, siguen la metodología empleada graficada en la Figura 3.1.

Los resultados arrojan 3 escenarios con los cuales se realizó un Análisis Económico, para efectos de cálculo del VAN y TIR. Se tomó el caso 2 como caso Base. La tabla 3.10, tabla 3.11, tabla 3.12 muestran el caso 1, caso 2 y caso 3 respectivamente.

Tabla 3.10: Reservas Caso 1

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|-------|----------------------|-----------------------------------|
| M1 | Shrinkage | 148 874 |
| M2 | Tajeo por Subniveles | 167 483 |
| M3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total | | 725 760 |

Tabla 3.11: Reservas Caso 2 – Caso Base¹⁵

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|---------|----------------------|-----------------------------------|
| Manto 1 | Shrinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shrinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total | | 781 588 |

Tabla 3.12: Reservas Caso 3

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|---------|-------------------------|-----------------------------------|
| Manto 1 | Shrinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shrinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Hundimiento por Bloques | 579 988 |
| Total | | 952 172 |

¹⁵ El caso base se utilizará para el Análisis de Sensibilidad

3.4 METODOLOGÍA DE LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

La selección del método y diseño de minado depende de diferentes factores como son:

- Geometría del depósito: forma, tamaño, buzamiento, ubicación con respecto a la superficie y ancho.
- Características geométricas del depósito mineral y las paredes, además de la historia tectónica del depósito (litología, fallamiento, sistema estructural y orientaciones preferenciales de las estructuras).
- La distribución espacial de la mineralización, identificación de los sectores con más elevado contenido de poder calorífico, cenizas, azufre.
- Ritmo de producción deseado.

En la minería de carbón generalmente los mantos se presentan horizontales o subhorizontales, por lo que existe poca experiencia en el minado de alta productividad en mantos con buzamiento elevado, salvo algunos casos de minas en Corea del Sur. Por esa razón, las alternativas de explotación que se han propuesto se basan en la experiencia de la minería metálica, para lo cual se proponen dos alternativas, ambas con sostenimiento con pernos de roca y madera. La diferencia entre las alternativas propuestas es en que una es realizada en forma ascendente con almacenamiento dinámico y el segundo que es explotación descendente extrayéndose todo el mineral conforme se avanza la explotación, en los siguientes se hace una explicación de cada una de las alternativas.

La extracción de mineral en ambos casos se realiza mediante niveles excavados en la caja piso a través de ventanas que cortan al manto por los cuales se realiza extracción del carbón con scooptrams que cargan a

volquetes y estos los transportan hasta la planta de selección. El diseño de las dos alternativas de explotación, consisten en preparar bloques de 30 m de longitud horizontal por 35 m de altura entre niveles que serán explotados de acuerdo al avance de las labores de preparación descritas más adelante. La secuencia de minado de los bloques será en forma descendente.

Debido a las características espaciales del depósito con respecto al buzamiento y el ancho de los mantos, además de buscar un método de bajo costo que permita su mecanización, se obtuvieron 2 métodos para la explotación del yacimiento.

- 1) "Tajeo por Subniveles" (longitudinal) para mantos de potencia de 3 m a 10 m con tipo de roca I, tipo de roca II y tipo de roca III.
- 2) "Shrinkage" (longitudinal) para mantos de potencia de 1 m a 4 m con tipo de roca I, tipo de roca II y tipo de roca III.

Esta decisión es respaldada por los siguientes criterios:

- Los métodos de explotación descritos serán reevaluados en estudios posteriores de mayor detalle, lo cual significará que podrá variar en las dimensiones del tajeo o la aplicación de un método más eficiente. Para esta etapa de estudio los métodos descritos son la primera referencia que se utilizará para el minado del proyecto, su evaluación económica y su desarrollo.
- Se realizará tajeos de pruebas al realizar las exploraciones para corroborar los métodos mencionados y/o modificar las dimensiones.
- De las visitas a minas informales cercanas a las zonas, se ha podido observar el comportamiento de las cajas respecto a grandes vacíos dejados por el minado artesanal de carbón (minado sin sostenimiento y falta de técnica) y el comportamiento del macizo rocoso y los mantos de carbón.

- El carbón antracita es la última fase de los "carbones de roca", las altas presiones y temperaturas que ha tenidos para su formación hacen que sus cajas sean competentes, estando en casi su totalidad (85% de lo analizado) en roca de tipo I y tipo II.

3.4.1 Tajeo por Subniveles

- ▶ El método de tajeo por subniveles, es aplicado generalmente a yacimientos tabulares, en vertical o sub-verticales. Generalmente para mantos mayores a 4m y calidad de roca tipo I y roca tipo II. Es deseable que las cajas sean regulares.
- ▶ La dilución aproximadamente del método es 15%, con una recuperación promedio de 85%.
- ▶ El principio del tajeo por subniveles en la minería subterránea es excavar el mineral en tajeos verticales, generalmente largos, los tajeos se minan en dirección vertical.
- ▶ El mineral extraído es recolectado en trincheras localizadas en la base del tajeo, de donde es extraído en diferentes modalidades. La expresión "Sub niveles" se refiere a las galerías o subniveles por donde se inicia la extracción inicial y desarrollo de la operación.
- ▶ El desarrollo del nivel base o nivel de producción consiste en ventanas de carguío y acarreo y el túnel principal por donde se extraerá el carbón.
- ▶ Ventanas de recolección de mineral es una galería perpendicular al largo de la base del tajeo - actualmente la modalidad preferida - el desarrollo previo de la galería del cual la ventana es excavada es requerida.

- ▶ Galerías de perforación o sub niveles excavados en intervalos regulares de acuerdo a las diferentes configuraciones en concordancia con la geometría del manto.
- ▶ Una chimenea de acceso en los sub niveles de perforación, es localizado en la parte posterior del tajeo. (Ver figura 3.4)

Variante del Sub Level Stopping para el presente estudio

- ▶ El mineral extraído es directamente cargado a través de las ventanas o draw points en las bases del tajeo, el material luego será cargado a locomotoras para ser extraído en las galerías principales.
- ▶ El mineral será extraído con equipos LHD de 1.5 yd³ y hacia carros mineros jalados por locomotora de 1.5 t.
- ▶ El mineral será trasladado de niveles superiores hacia los niveles principales a través de chimeneas de mineral principales.
- ▶ Para efectos del minado del Manto 3, de una potencia promedio de 5.5 m; se tiene las siguientes especificaciones técnicas:
- ▶ Los tajeos son de 50 metros de largo y 35 metros de altura. El método se realiza siguiendo la dirección de la sección Longitudinal del manto. (Ver figura 3.4)
- ▶ Desde el nivel principal iniciamos los cruceros en dirección 120° a la veta. Al llegar al manto avanzamos con los subniveles en dirección del manto (siguiendo el manto). Se preparan tres tajeos de 16 m, 18 m y 16 m cada uno. La distancia entre los subniveles es de 35 metros desde el piso del Subnivel inferior hasta el piso del subnivel superior. Cada tajeo tiene una secuencia de minado.
- ▶ Para explotar el primer tajo (El más lejano con respecto al crucero desde donde ingresamos al manto). Se prepara un Slot de 1.8 metros

de diámetro que comunica los dos subniveles. Se procede, luego, con la perforación utilizando un Simba. La perforación es en abanico tal como se indica en el gráfico, ya sea desde un nivel inferior a uno superior o viceversa.

- ▶ En cada tajeo dejamos un Escudo de 3 metros de ancho. El escudo que dejamos para soporte será recuperado posteriormente. El retiro del material disparado (Mineral) se efectúa con Scoops hacia el ore Pass.
- ▶ Una vez que se ha minado el primer tajeo se procede a minar el segundo tajeo siguiendo el mismo procedimiento y en retirada. Cada crucero nos sirve para explotar dos tajeos.

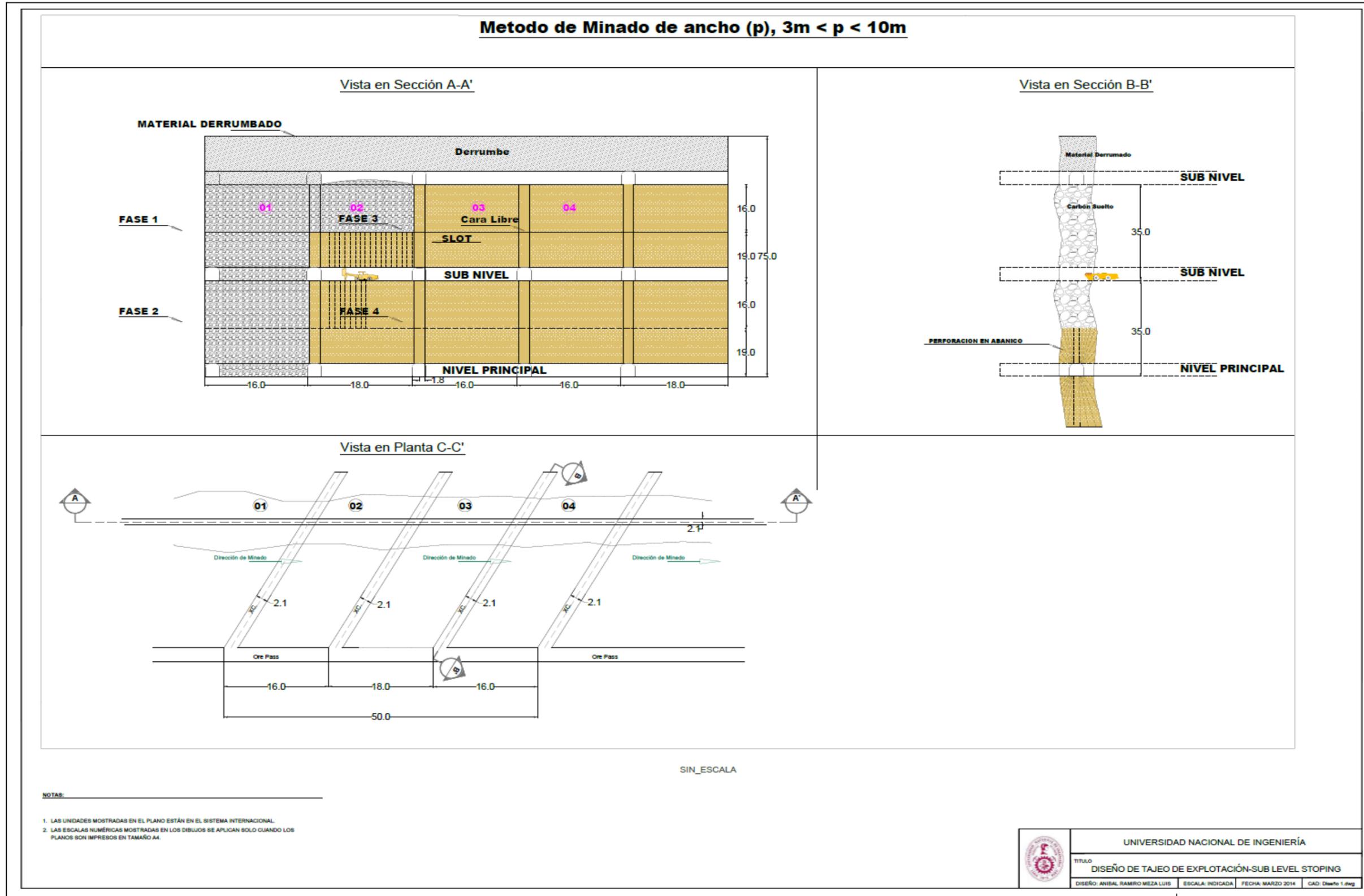


Figura 3.4: Método de Minado - Sub Level Stopping

3.4.2 Shrinkage

- ▶ En el método de minado Shrinkage, conocido también como de almacenamiento provisional, consiste en tajar los mantos de carbón en tajeos desde los subniveles inferiores hacia los superiores.
- ▶ El shrinkage es utilizado en mantos con elevado buzamiento, donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte las rocas encajonantes y el techo del tajeo.
- ▶ El mineral disparado es utilizado como plataforma de trabajo, además, es soporte de las rocas encajonantes del tajeo.
- ▶ El corte del mineral incrementa el volumen en un rango que va de 30% a 40%. Solo se dispone de 30% a 40% de mineral fragmentado en forma inmediata.
- ▶ Un 60% de mineral queda en el tajeo hasta que esté completamente desarrollado.
- ▶ El método restringe una operación a una mediana escala.
- ▶ Una vez construido los tajeos, el minado se hace continuo debido al almacenamiento de mineral en el tajeo.
- ▶ Si la roca encajonante es de buena calidad, el tajeo puede quedar vacío, no necesita relleno.
- ▶ Al momento de extraer el mineral por las chimeneas del nivel principal, se debe de aplicar voladura secundaria si es necesario
- ▶ No es flexible, no se puede cambiar a otro método una vez definido el tajeo.
- ▶ Mano de Obra Intensiva, requiere mayor control de la supervisión en las operaciones.

Variante del Shrinkage para el presente estudio

- ▶ Los tajeos son de 50 metros de largo y 35 metros de altura. El método se realiza siguiendo la dirección de la sección Longitudinal del manto.(Ver figura 3.5 y figura 3.6)
- ▶ El método consiste en dividir la potencia del manto en dos partes, una al techo de 1.8 m de potencia la cual se explotará en forma ascendente con el método de Almacenamiento Provisional hasta alcanzar el nivel superior extrayendo solamente el mineral generado por el esponjamiento del carbón estimado en 40% del material quebrado.
- ▶ Se construye un sub-nivel en toda la longitud inferior del block, dejando un puente de 6 m. (Esta distancia podrá reajustarse con el comportamiento del terreno durante los primeros tajeos), protegiendo el techo ante posibles derrumbes, se procede a perforar hacia arriba con perforadoras stopper taladros de 8 pies y disparar en tramos que permitan sostener el nuevo techo del tajo.
- ▶ Durante el proceso de tajeado, que es en forma ascendente se instalarán pernos de anclaje en la caja techo y se protegerá el techo y paredes laterales de carbón con puntales en línea con plantilla y puntales guardacabeza con enrejado. Un vez concluido el tajeado con almacenamiento provisional y reforzado el techo, se procederá a extraer todo el carbón almacenado en el tajo, reforzando el sostenimiento de las cajas con puntales en línea que se instalaran conforme el mineral vaya bajando por la extracción en las ventanas, al mismo tiempo se ira perforando el mineral al piso de 2.2 m.
- ▶ Terminada la extracción del mineral almacenado e instalados los puntales en línea, se procederá a volar el mineral que queda al piso,

los que son disparados en una sola vez con micro retardos debilitando con mayor densidad de carga en los primeros taladros del piso que debe tener una cavidad o subnivel para dar cara libre.

- ▶ El mineral roto quedará entre la caja techo que está con pernos y la caja piso que es semidura y permitirá el desprendimiento del carbón en el contacto con la pizarra y será extraída en el tonelaje requerido con ayuda de Scooptrams desde las Ventanas de acceso.
- ▶ Las chimeneas construidas servirán de echaderos al nivel inferior.
- ▶ Concluida la extracción del mineral del block tajeado y hundido, se procederá a rellenar con desmonte de los desarrollos de los niveles superiores y con material cuaternario de superficie.
- ▶ Una vez construido los niveles inferior y superior, las tres ventanas de acceso al block y las chimeneas externas del block, se procede a construir el sub nivel de arranque en el nivel superior del block de mineral. En el piso de las ventanas se construirá losas de concreto a todo el ancho del mineral de carbón con una altura de 50 cm y apoyados en las cajas techo y piso del manto.
- ▶ Se inicia la perforación en forma de bancos teniendo como cara libre las chimeneas, los bancos de 3 m de largo con 1.8 m de ancho y 2.19 de altura, se construirán pegadas a la caja techo.
- ▶ La perforación se realizará con perforadoras tipo jackhammer, con taladros de 8', inicialmente se estima una malla de perforación de 1 m x 1m, pero estas dimensiones serán definidas con la experiencia en el terreno.

- ▶ Se contará con dos frentes de perforación, cada uno con su propio equipo de perforación (1 máquina y 2 personas de operación), uno a cada lado de las chimeneas, por las que se botará el mineral hasta el nivel inferior, tratando de que la misma acción de la voladura proyecte el material hacia estas labores que servirán de echaderos.
- ▶ El disparo se realizará con cargas de dinamita de baja potencia y de preferencia con fanel de microretardos.
- ▶ Una vez disparados los bancos se procederá a sostener la labor con puntales en línea con plantillas que aseguren el carbón que queda en el piso para evitar derrumbes. Inicialmente se estima una densidad de puntales con mallas de 1.5 m x 1.5m las que también serán reajustadas en el terreno.
- ▶ Con la finalidad de mantener el acceso a las labores se reforzará sostenimiento para conservar caminos en los extremos y al centro del block. Terminada la secuencia de perforación de los bancos hasta el nivel inferior, se perforará el mineral del piso del manto con barrenos de 7' y con una malla inicial que será reajustada en el terreno de 1 m x 1 m.
- ▶ En la parte inferior del block se construye sub niveles para dar cara libre, disparando con mayor densidad de taladros hacia la cara libre.
- ▶ El disparo se realizará en una secuencia de abajo hacia arriba en un solo disparo que será controlado con fanel de micro retardos y cordón detonante.
- ▶ La extracción del mineral de carbón, se realizará por las ventanas que se encuentran en la parte inferior con Scooptrams de 1.5 yd³ que

previamente se deberá rediseñar el cucharón por el bajo peso específico del carbón y a fin de aprovechar su total potencia.

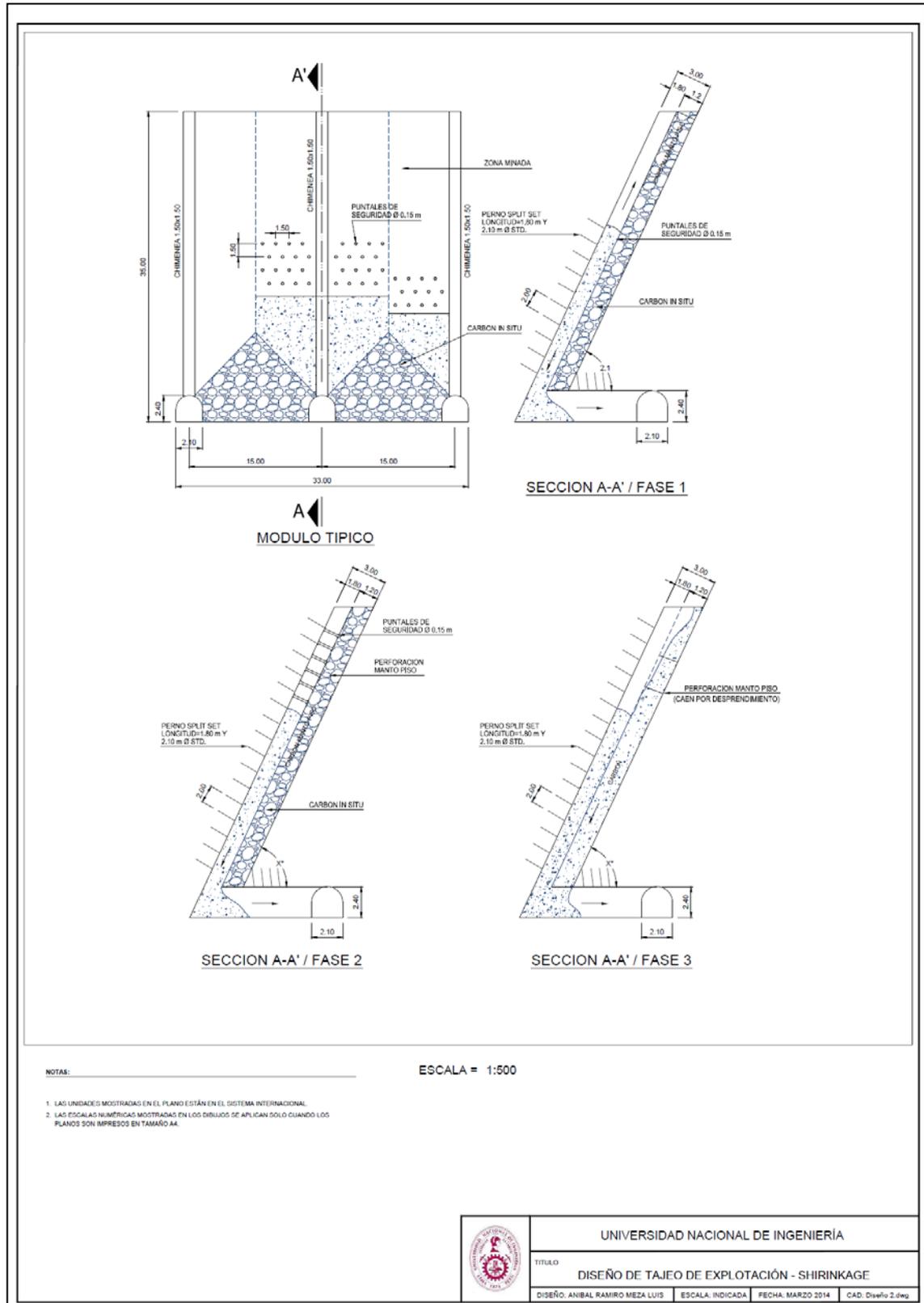


Figura 3.5: Metodo de Minado - Shrinkage

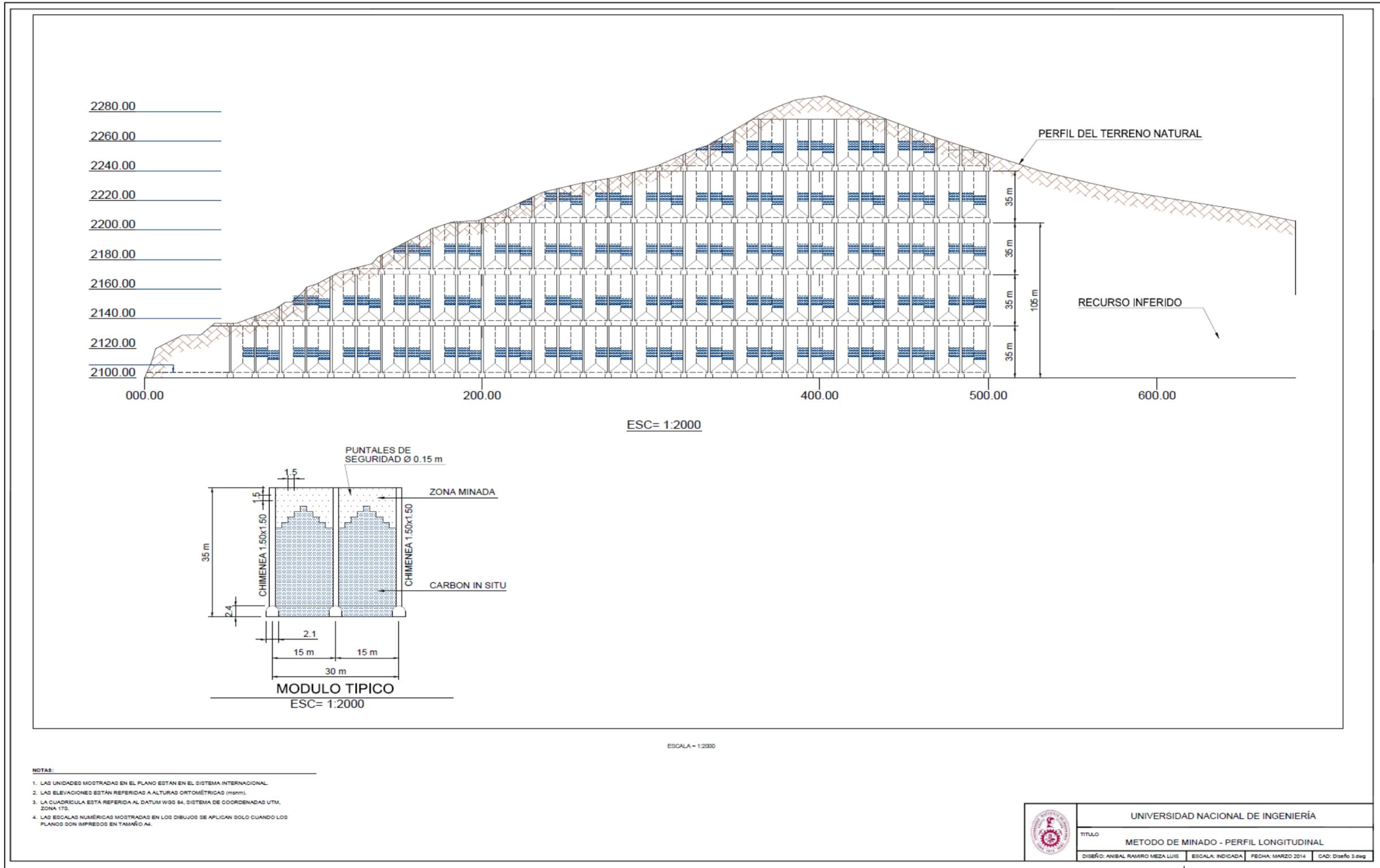


Figura 3.6: Método de Minado - Perfil Longitudinal

3.5 DESARROLLO, PREPARACIÓN E INFRAESTRUCTURA DE MINA

Los criterios de diseño utilizados para el presente estudio son los siguientes:

- 35 m Pilar de Corona para prevenir Subsistencia.
- El desarrollo de Mina empieza en el Nivel 2100 m.s.n.m. hacia arriba.
- Se ha cortado el yacimiento en bloques de 50 metros de largo por 35 metros de alto, lo cual denominaremos "stopes minables".
- El desarrollo de mina que se incluirá en el CAPEX será desarrollado en estéril.
- El depósito de desmonte tiene capacidad de 8 000 m³, sin embargo, se tratará de utilizar este desmonte como relleno.
- El desarrollo de los niveles principales, ore pass principales, se ha elaborado teniendo en cuenta la dimensión de los tajeos.
- Se construirá refugios para el fin de resguardar al personal por peligro de Explosión
- Se construirá refugios separados 100 metros uno del otro para el personal en caso de derrumbe de Mina.
- Se tendrá un sistema de control de incendios y gases a lo largo de los desarrollos de Mina.
- Se tendrá un sistema de línea de vida, el cual consiste en una tubería de 1 1/2 a lo largo de la mina para ingresar aire fresco y alimentos en caso de derrumbe.
- Los Niveles principales están separados 70 metros desde la cota del piso del nivel inferior a la cota del piso del nivel superior inmediato. Las figuras 3.7 y 3.8 muestran una vista isométrica del yacimiento, y los desarrollos necesarios para su explotación.

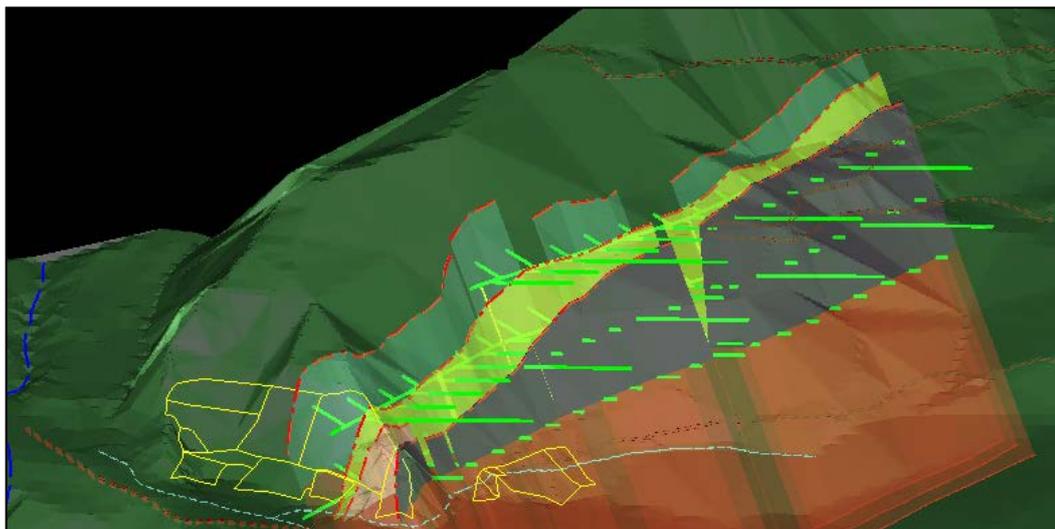


Figura 3.7: Vista Isométrica -Desarrollos y traza de Mantos¹⁶

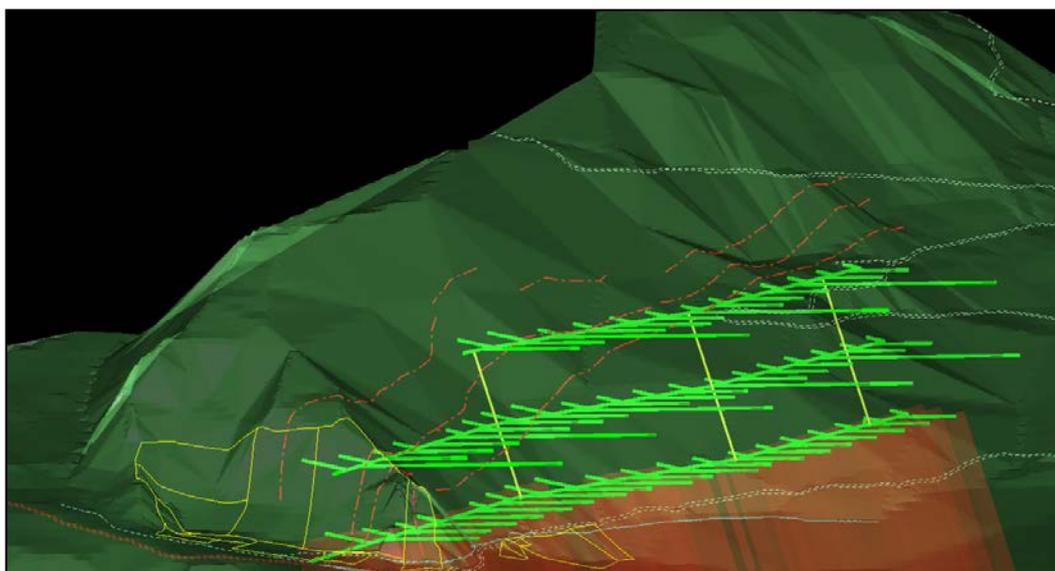


Figura 3.8: Vista Isométrica - Desarrollos¹⁷

Los siguientes diseños han sido considerados:

- 3 Niveles de Extracción de Mineral, Niveles 2100, 2170, 2240
- 2 subniveles de explotación por cada nivel principal (6 subniveles).
- Desarrollo de ventanas hacia los mantos cada 50 metros.

¹⁶ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

¹⁷ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

- Sistema de diseño de echaderos de Mineral/Desmonte principales para trasladar el material de los s superiores al nivel principal..
- Para el presente estudio se tiene un total de 4 210 M de desarrollos, los cuales se muestran en la tabla 3.13:

Tabla 3.13: Desarrollos contemplados en el CAPEX-Caso Base¹⁸

| Desarrollos | Longitud (m) |
|--------------------------|---------------------|
| Horizontal | 3 250 |
| Túneles de Ventilación | 400 |
| Ventanas | 1 350 |
| Túneles Principales | 1 500 |
| Vertical | 960 |
| Ore pass principal | 280 |
| Chimeneas de ventilación | 680 |
| Total | 4 210 |

3.6 PLAN DE PRODUCCIÓN

El plan de producción ha sido estimado en 80 000 t de carbón antracita por año para obtener luego de las perdidas por manipuleo y lavado un total de 76 000 toneladas de carbón limpio para la venta. Se contempla trabajar 24 días por mes, 288 días por año, en 2 turnos de 8 horas cada uno.

La producción diaria se estima en 280 t/d con una producción mensual requerida de 6400 t para satisfacer la cifra de 80 000 t de carbón propuesto.

El plan de Producción considera 1 año de desarrollos y preparación de los tajeos antes de empezar la Producción.

¹⁸ Para mayor detalle ver Anexo A-Tabla A.2: Capex Interior Mina

Se ha considerado la explotación de los mantos en 3 fases de producción las cuales son:

- Fase 1: Del Nivel 2240 hacia arriba.
- Fase 2: Del nivel 2170 al 2240.
- Fase 3: Del nivel 2100 al nivel 2170.

La secuencia de minado se realizará en retirada avanzando una distancia de minado de 100 metros para los mantos M1 y M2 para luego empezar a minar el manto M3, siempre debe de haber 100 metros de diferencia de avance para evitar los efectos de subsidencia.

Tabla 3.14: Sumario del Plan de Producción para un carbón antracita de cut off de 6500 Kcal/Kg-Caso Base

| Cut off Grade (kcal/kg) | 6500 |
|--|-------------|
| Producción por mes | 6,700 |
| Producción por año | 80,000 |
| Reservas Probadas + Probables | 800 000 |
| Calidad de Carbón | |
| Años de vida de la Mina (años) | 10 |
| Producción de Carbón Limpio para venta | 76,000 |

3.7 PRECIO

El precio fijado para venta de carbón para la evaluación fué de \$160/t, precio FOB puesto en Salaverry o en depósito en Trujillo.

El consumo estimado de carbón en el Perú es de 1.3 millones de toneladas métricas (1.3 Mt/año).

Actualmente Perú compra cerca a 1.2 Mt de Carbón Térmico a Colombia, los precios FOB Colombia, los precios FOB fluctúan entre 50.0 \$ - 160.0 \$, los

precios mencionados son para carbón bituminoso de menor calidad a la antracita.

Además, el carbón fija un precio de acuerdo a su calidad y procedencia siendo el carbón Antracita el de mayor precio.¹⁹

3.8 ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTO SOCIAL

Debido al análisis preliminar del Proyecto, no se tienen informes ambientales o permisos. Se deberá realizar un Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado para el permiso de Exploración seguido de un Estudio de Impacto Ambiental, Un Permiso de Explotación de Mina y un Informe de Plan de Cierre para iniciar con las operaciones; no obstante, el tiempo que lleva realizar los estudios y costo para el tamaño del proyecto se ha considerado dentro del Capex y dentro de la Evaluación Económica Preliminar.

¹⁹ Mayor Detalle se puede observar en el Anexo B-NI 43 101

3.9 COSTO DE CAPITAL Y COSTO OPERACIONAL ESTIMADO

3.9.1 Capex

El Costo de Capital Total requerido para el Proyecto de Carbon Antracita se muestra en la tabla 3.15:

Tabla 3.15: Costo de Capital²⁰

| | Costo de Capital (US\$) |
|---|-------------------------|
| Equipos Mecánicos/Eléctricos | 1 183 297 |
| Instalación de equipos mecánicos/Eléctricos | 236 659 |
| Tuberías, Rieles y Mangas de Ventilación | 168 532 |
| Campamentos, Obras Civiles, alquiler de vehículos | 1 719 400 |
| Estudios básico, Estudios Ambientales, permisos/autorizaciones Inicio, capacitación/entrenamiento | 713 650 |
| Exploración, desarrollos y preparación minera | 11 513 700 |
| | |
| Total Costo Directo (TCD) | 15 535 238 |
| Total Costo Indirecto (TDI) | 152 307 |
| Contingencia (+15%) | 2 353 132 |
| | |
| CAPEX TOTAL | 18 040 678 |

3.9.2 Opex

El Costo operacional incluye costo de Minado, costo de transporte, gastos generales, costo de venta. En la tabla 3.16 se muestra el costo operacional total estimado, a su vez se muestra el precio de carbón limpio en bocamina en la tabla 317. ; y en la tabla 3.18 se muestra el detalle del costo de minado.

²⁰ Resumen del Anexo A-la Tabla A.1

Tabla 3.16: Costo Operacional Global-Caso Base²¹

| | Costo Operacional Total US\$/t |
|---------------------|-----------------------------------|
| Costo de Minado | 44.20 |
| Costo de Transporte | 37.80 |
| Gastos Generales | 5.00 |
| Ventas | 5.00 |
| Total | 92.00 |

Tabla 3.17: Costo en Bocamina Estimado-Caso Base

| | TM/año | 76 000 |
|-----|--|--------|
| I | Carbón en Boca Mina (Empresa Minera Especializada) | 35.84 |
| II | Energía | 0.39 |
| III | Movilidad | 1.01 |
| IV | Mano de Obra | 6.39 |
| V | Mantenimiento de carretera | 0.53 |
| VI | Manipuleo de Desmonte | 0.03 |
| | Total | 44.20 |

Tabla 3.18: Costo de Minado Estimado - Empresa Minera Especializada²²

| Actividad/método de minado | Shrinkage | Tajeo por Subniveles |
|----------------------------|-----------|----------------------|
| Perforación | 2.07 | 2.07 |
| Voladura | 1.55 | 1.55 |
| Carguío y Acarreo | 3.78 | 2.78 |
| Desarrollos | 7.20 | 8.04 |
| Sostenimiento | 8.77 | 5.00 |
| Servicios | 3.59 | 3.58 |
| Sub Total | 26.96 | 23.02 |
| Costos Indirectos (10%) | 2.70 | 2.30 |
| Sub Total | 29.65 | 25.32 |
| Contingencia | 5.93 | 5.06 |
| Total | 35.59 | 30.38 |

²¹Mayor detalle ver Anexo A-Tabla A.7 y Tabla A.8

²² Mayor detalle en Anexo A - Tabla A.4

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS ECONÓMICO PRELIMINAR

4.1 EVALUACIÓN ECONÓMICA

Se realizó una evaluación económica preliminar para la evaluación de los 3 casos, en los cuales se analizaron la aplicación de diferentes métodos de minado, lo que se resume en la tabla 4.1. El caso 2 fue tomado como Caso Base.

Tabla 4.1: Evaluación Económica²³

| | | Caso 1 | Caso 2 (Caso Base) | Caso 3 |
|----------------------------------|---|-------------------------|-------------------------|----------------------------|
| Reservas Probables + Probadas | t | 725 760 | 781 588 | 952 172 |
| Manto 1 | t | 148 874 | 148 874 | 148 874 |
| Manto 2 | t | 167 483 | 223 311 | 223 311 |
| Manto 3 | t | 409 403 | 409 403 | 579 988 |
| - | | | | |
| Método de Minado | | | | |
| Manto 1 | | Shrinkage | Shrinkage | Shrinkage |
| Manto 2 | | Tajeo por Subniveles | Shrinkage | Shrinkage |
| Manto 3 | | Tajeo por Subniveles | Tajeo por Subniveles | Hundimiento por Bloques |

²³ Tabla obtenida Luego de Evaluación Económica mostrada en el Anexo A- Tabla A.11, Tabla A.12 y Tabla A.13

| | | Caso 1 | Caso 2 (Caso Base) | Caso 3 |
|--------------------------|--------|------------|-----------------------|------------|
| Costo de Minado | US\$/t | 42.2 | 44.2 | 47.2 |
| Costo de Transporte | US\$/t | 37.8 | 37.8 | 37.8 |
| GG | US\$/t | 5 | 5 | 5 |
| Ventas | US\$/t | 5 | 5 | 5 |
| Regalias | US\$/t | 3.0% | 3.0% | 3.0% |
| Total | US\$/t | 90 | 92 | 95 |
| Costo de Capital Inicial | US\$ | 11 266 090 | 11 266 090 | 11 266 090 |
| Costo de Capital Total | | 18 040 678 | 18 040 678 | 18 040 678 |
| NPV 10% pre-tax | US\$ | 7 793 234 | 7 495 812 | 6 263 843 |
| IRR pre-tax | % | 22.5% | 21.8% | 20.1% |
| NPV 10% post-tax | US\$ | 1 588 417 | 1 607 690 | 1 550 296 |
| IRR post-tax | % | 13.0% | 12.9% | 12.6% |
| | | | CASO BASE | |

4.2 CÁLCULO NPV

El gráfico muestra La obtencion Del NPV para el caso 2 (Caso Base).

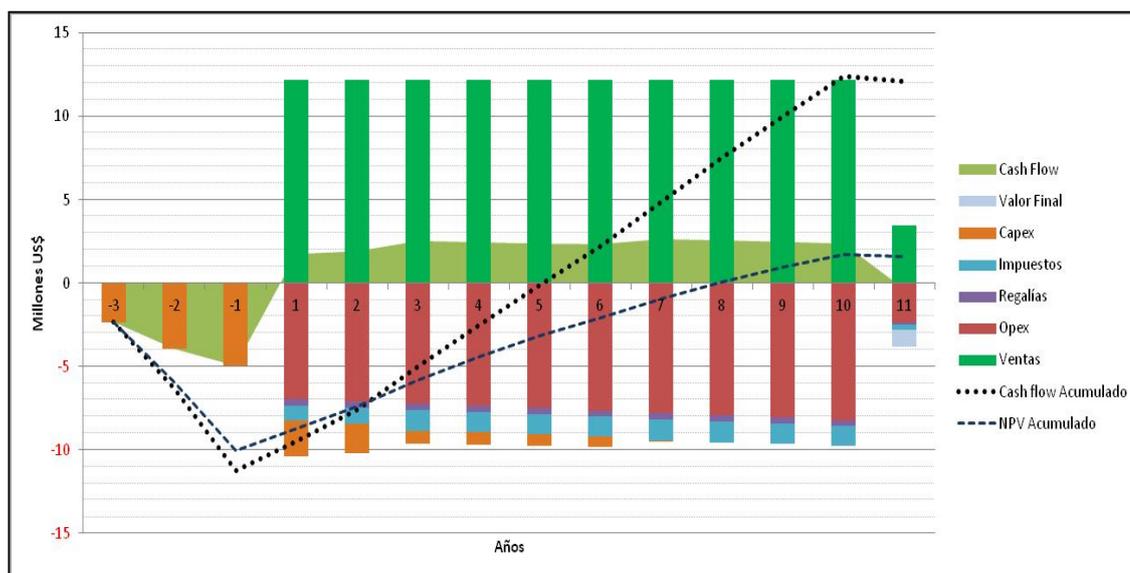


Figura 4.1: Cálculo NPV

4.3 VIDA DE LA MINA

La vida de La mina para las operaciones es de aproximadamente 10 años, adicionalmente se encuentra La posibilidad de profundizar o realizar otras exploraciones.

4.4 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Se realizó un análisis de sensibilidad del Proyecto, el cual es mostrado en la tabla 4.2, observándose la variación del NPV respecto al precio, aplicado al caso base.

Tabla 4.2: Análisis de Sensibilidad (Después de Impuestos) – Caso Base

| | 150 | 160 | 170 | 180 |
|-------------|----------|-----------|-----------|-----------|
| NPV (US\$) | -941,172 | 1,607,690 | 4,156,552 | 6,705,414 |
| IRR (%) | 8.16% | 12.92% | 17.11% | 20.92% |
| Payback (y) | | 7.9 | 6.1 | 4.8 |

La figura 4.2 y la figura 4.3 muestran los análisis realizados a la Taza Interna de Retorno (IRR) Y al Valor Presente Neto (NPV) respectivamente.

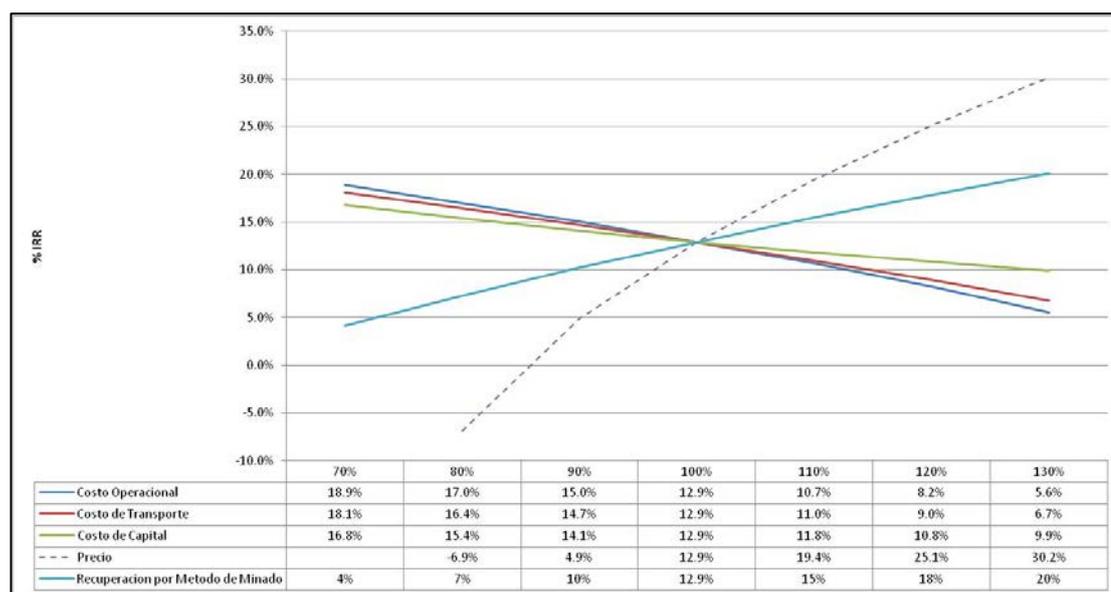


Figura 4.2: Análisis de Sensibilidad TIR

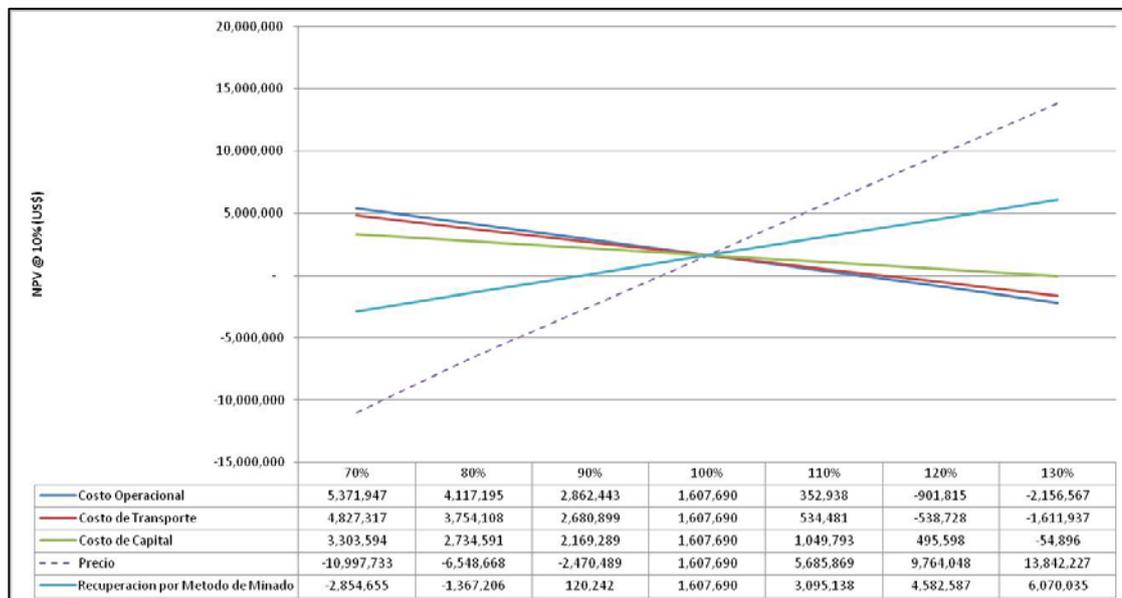


Figura 4.3: Análisis de Sensibilidad NPV

CONCLUSIONES

- 1) El resultado del análisis económico arroja un Valor Presente Neto de 1.6 M\$, una tasa interna de retorno de 12.92% y una recuperación de inversión de 7.9 años con un Costo de Capital Inicial de 11.3 M\$, un Costo de Minado de 44.2 \$/t, un Costo de Capital Total de 18 M\$, un costo operativo total de 92 \$/t; se ha fijado un precio FOB de 160 \$/t en Salaverry.
- 2) Se planea Avanzar 500 metros desde la bocamina para la primera etapa del proyecto. El plan de minado, los recursos y reservas se han trabajado del nivel 2100 hacia arriba, no obstante los mantos de carbón profundizan.
- 3) La evaluación económica preliminar se analizó y se calcula para una ley de corte mayor a 6200 kcal/t.
- 4) Los recursos Medidos e Indicados suman 1 176 000 t obteniéndose 781 588 t de reservas entre reservas probadas y reservas probables; El plan de extracción se ha elaborado para un escenario de 76 000 t de carbón para venta obteniéndose una vida de mina de 10 años con un

Cut off de 6 500 Kcal/kg. Se evaluaron 3 casos, los métodos de minado Shirinkage y Tajeo por Subniveles resultaron los más adecuados para el tipo de yacimiento.

- 5) Costos de capital y costos de operación de minería fueron estimados para operaciones similares, con base en la evaluación comparativa para esta evaluación económica preliminar.
- 6) El Costo de Capital y Costo Operacional fueron utilizados en la evaluación económica preliminar; el CAPEX y OPEX se calcularon para un combinado mina y transporte con una precisión de + / -30% para el Costo de Capital y + / -15% para los Costos Operativos de, y han sido preparados de acuerdo al plan de Producción.
- 7) Tres años han sido considerados para la exploración y desarrollo de la mina.
- 8) La construcción de las principales infraestructuras tales como los túneles principales y chimeneas principales se realizará progresivamente durante la vida de la mina.
- 9) Las futuras inversiones para el reemplazo de equipos y de infraestructura adicional, así como, las obras en la superficie (caminos, drenaje, distribución de energía, combustible y servicios generales) fueron considerados en el Caso Base.
- 10) Los gráficos de sensibilidad muestra que el Proyecto de Carbón Antracita es muy sensible al Precio, el proyecto es viable con un precio de carbón mayor a \$160/t.

- 11) El Costo de Capital es el menos sensible, esto es debido al volumen a explotar.
- 12) Los gráficos de sensibilidad del NPV y del TIR indica que el siguiente paso es analizar exhaustivamente el costo de transporte y el costo de explotación, por ser los más sensibles una reducción en estos costos incrementará la rentabilidad del yacimiento.
- 13) Los Costos Operacionales son elevados debido a la escala de producción y al uso intensivo de mano de obra, de incrementar la producción existe oportunidad de reducir el costo operacional de minado lo que ocasionaría un incremento en la rentabilidad.
- 14) El costo de transporte juega un rol importante dentro del análisis económico, una mejora en la infraestructura de las vías de acceso reducirá el costo operacional y por ende incrementaría la rentabilidad. Existe limitaciones para la dimensión del yacimiento, se recomienda realizar un estudio de Rutas que confirme la capacidad de transporte de las vías de acceso. Se puede elevar el ritmo de producción, sin embargo, las vías de transporte colapsarían.
- 15) Los resultados del análisis económico representan información prospectiva sujeta a varios riesgos, incertidumbres y otros factores conocidos y desconocidos que pueden hacer que los resultados reales difieran de los que se presentan aquí.
- 16) La presencia de Arenisca en las cajas y la cercanía de las rocas pertenecientes al Grupo Calipuy indican presencia cercana de mineral

contenedor de Oro, se recomienda profundizar en las exploraciones con el objetivo de encontrar Oro.

17) Existe un limitante a la producción el cual es los accesos, sin mejora de los accesos no se podrá transportar mayor cantidad de carbón.

18) El Carbón de Alto Chicama es un carbón antracítico de alta calidad el cual puede ser utilizado para desarrollar diferentes tecnologías en base de carbón para que el Perú dependa menos del Petróleo.

19) El costo Operacional es elevado debido al uso intensivo de mano de obra, sin embargo, luego de hacer tajeos pilotos se podrá optimizar los métodos de minado los cuales reducirán el Opex considerablemente.

20) Un mayor volumen de Producción dará una reducción considerable del Opex, se propone la creación de una planta térmica de carbón puesto que se puede elevar el volumen de producción teniendo varias minas como la propuesta, sin embargo los accesos juegan un cuello de botella debido al volumen a trasladar. Una planta generadora de Electricidad podría transportar esta energía a la Red Nacional evitando el innecesario uso de combustible al trasladar el carbón a Trujillo.

21) La Informalidad presente en la minería de carbón en el Perú no deja que la industria formal del Carbón se desarrolle. Es necesario que el gobierno genere leyes para su explotación eficaz. De desarrollarse la

industria del Carbón en el Perú se obtendría ahorros considerables por concepto de energía al tener menor importación de carbón y petróleo.

BIBLIOGRAFÍA

Estudios y Guías:

- Carrascal, R., Matos, C. & Silva, O., 2000, Carbón en el Perú, Lima-Perú.
- James A. Luppens, Timothy J. Rohrbacher, Lee M. Osmonson, and M. Devereux Carter., 2009, Paper 1625–F Coal Resource Availability, Recoverability, and Economic Evaluations in the United States: U.S. Geological Survey Professional. EEUU.
- Coal Fields Geology Council of New South Wales and Queensland Mining Council, 2003, Australian Guidelines for the estimating and reporting of inventory coal, coal resources and coal reserves. Australia.
- Firma Muysquin Consultoría Ltda,. 1995, Sistema de Clasificación de Recursos y Reservas de Carbon, Colombia.

Reportes Técnicos

- Corporación Minera Yanarumi S.A., 2006, Estudio de Prefactibilidad Explotación Mantos de Carbón Mina Nelly Susana, Lima-Perú.
- José Quinteros, 2012, Proyecto de Carbón Alto Chicama, La Libertad-Perú.

- GOLDER-MARSTON, 2012, Technical Report on the 2012 Update of the Arctos Anthracite Project e Mine Feasibility Study, Denver-Co-EEUU.
- GOLDER ASSOCIATES, 2010, Informe Final - Estimación de recursos y reservas y plan de minado de las canteras de calizas - Yura, Arequipa-Perú.
- SIENNA GOLD INC. 2008, Up-Dated Technical Report and Resource Estimate of the Igor Mine Project NI 43-101, Perú.
- BRIAN THOMPSON, 2012, NI 43–101 Technical Report Resource Report - Rukú Project, Colombia.
- Rios, H. 2005. El Yacimiento Epitermal del Oro De Alta Sulsuración de Alto Chicama, controles de mineralización y modelo genético preliminar. UNI, Lima-Perú. pág. 6-14

Sitios Web

- Strata Worldwide, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.strataworldwide.com>
- World Coal Association, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Enero del 2014]. Disponible en: <http://www.worldcoal.org>
- U.S. Geological Survey, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.usgs.gov>
- International Energy Agency, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.iea.org/>

- SME, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Enero del 2014]. Disponible en: <http://www.smenet.org/CoalAndEnergy/>
- Coal Sales Online, [Web en línea]. [Fecha de consulta: Enero del 2014]. Disponible en: <http://www.coalsalesonline.com/>

Cursos

- Grimaldo F., Metodos de Explotación Subterranea, Apuntes de Clases, Ciclo 2008-I.
- Postle, Jhon., Mineral Project Reporting Under NI 43-101, Part 2, [Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.edumine.com/courses/online-courses/mineral-project-reporting-under-ni-43-101-a-cim-course-/>
- Holuszko, M., Advanced Coal Preparation, Part 1,[Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.edumine.com/courses/online-courses/advanced-coal-preparation/>
- Smith, L., Economic Evaluation and Optimization of Mineral Projects, Part 1,[Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.edumine.com/courses/online-courses/economic-evaluation-and-optimization-of-mineral-projects/>
- Dunbar, S., Mine Project Economics, Part 3,[Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en:

<http://www.edumine.com/courses/online-courses/mine-project-economics/>

- Pakalnis, R., Design for Underground Metal Mines-Design Guidelines, Part 1, Part 2,[Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.edumine.com/courses/online-courses/design-for-underground-metal-mines-2-design-guidelines/>
- Smith, L., Mineral Property Valuation 2- Approaches and Methods, Part 1,[Fecha de consulta: Diciembre del 2013]. Disponible en: <http://www.edumine.com/courses/online-courses/mineral-property-valuation-2-approaches-and-methods/>

ANEXO A
HOJAS DE CÁLCULO

Tabla A.1: Estimado de Costos de Capital - CAPEX (±25%), 76,000 t/a

| Item | Descripción de Equipo | Descripción | Unidades | Cantidad | Costo Unitario | Mina | Superficie |
|--|--|---|----------|----------|----------------|-------------------|-------------------|
| I | | | | | | | |
| 1.0 Equipos Mecánicos/Eléctricos | | | | | | | |
| 1.1 | Mina | | | | | | |
| 1.1.1 | Locomotoras a batería | de 1.5 a 2.5 tonelada | und | 2 | 60,000.00 | 120,000.00 | |
| 1.1.2 | Scoop tram diesel | de 0.7/1.0 m3 de capacidad de cuchara, | und | 2 | 275,000.00 | 550,000.00 | |
| 1.1.3 | Carros mineros | de 35 a 40 pies 3 de capacidad, rueda metálica trocha 19 3/4" | und | 8 | 3,000.00 | 24,000.00 | |
| 1.1.4 | ventiladores de 10000 cfm | para las chimeneas principales, salida mangas de 30" de diámetro | und | 1 | 41,889.00 | 41,889.00 | |
| 1.1.5 | ventiladores de 5000 cfm | para galerías y cruceros, salida mangas de 30" de diámetro | und | 2 | 27,454.00 | 54,908.00 | |
| 1.1.6 | compresoras de aire, incluye tanque | de 300 a 400 cfm, 110/120 psi. | und | 1 | 38,700.00 | 38,700.00 | |
| 1.1.7 | Perforadoras Jack Legs | perforación horizontal | und | 6 | 5,300.00 | 31,800.00 | |
| 1.1.8 | Perforadoras Stoper | | und | 2 | 5,400.00 | 10,800.00 | |
| | | | | | | 0.00 | |
| 1.2 | Superficie | | | | | | |
| 1.2.1 | Grupo electrógeno diesel | de 0.2 a 0.3 Mw de capacidad de generación (campamento y auxilio operación) | und | 1 | 50,000.00 | | 50,000.00 |
| 1.2.2 | Panel solar para los ventiladores | buscar la especificación técnica | und | 0 | 0.00 | | 0.00 |
| 1.2.3 | Camión/plataforma/grúa | de 8 toneladas, para transportar equipo auxiliar mediano | und | 1 | 60,000.00 | | 60,000.00 |
| 1.2.4 | Ambulancia | modelo tipo Hi Lux SVR | und | 1 | 45,000.00 | | 45,000.00 |
| 1.2.5 | camionetas (2 pick up + 1 cerrada) | para servicio general y jefe del proyecto) | und | 3 | 45,000.00 | | 135,000.00 |
| 1.2.6 | puertas hidráulicas para la tolva de carbón | para regular el carguío de carbón a los camiones | und | 2 | 1,500.00 | | 3,000.00 |
| 1.2.7 | Radio transmisor/Receptor | Mina-Trujillo-Jefatura Proyecto | und | 0 | 0.00 | | 0.00 |
| 1.2.8 | Computadoras | Jefe de unidad, secretaria, geología/ingeniería, operaciones, logística | und | 2 | 600.00 | | 1,200.00 |
| 1.2.9 | Plotter | geología/ingeniería | und | 1 | 15,000.00 | | 15,000.00 |
| 1.2.10 | Impresoras | todo uso | und | 2 | 400.00 | | 800.00 |
| 1.2.11 | Antena Parabólica | uso en el alojamiento | und | 1 | 1,200.00 | | 1,200.00 |
| | Sub total | | | | | 872,097.00 | 311,200.00 |
| Total Equipos Mecánicos/Eléctricos (TOTAL) | | | | | | 872,097.00 | 311,200.00 |
| 2.0 Instalación de equipos mecánicos/Eléctricos | | | | | | | |
| 2.1 | Instalación de equipos mecánicos | % del TOTAL | est | 1 | 20.00% | 174,419.40 | 62,240.00 |
| Total Instalación de Equipos Mecánicos/Eléctricos | | | | | | 174,419.40 | 62,240.00 |
| 3.0 Tuberías, Rieles y Mangas de Ventilación | | | | | | | |
| 3.1 | Tuberías HDP menores (1", 2" y 4" de diámetro) + soporte | % del TOTAL (para suministro de aire, agua) | est | 1 | 4.00% | 34,883.88 | 12,448.00 |
| 3.2 | Mangas de Ventilación | | | | | | 0.00 |
| | Mangas de 30" | para ventilación interior | m | 2500 | 15.00 | 37,500.00 | 0.00 |
| | Soportes de Mangas | para la instalación y soporte de mangas | und | 600 | 15.00 | 9,000.00 | |

| | | | | | | | |
|--|---|---|--------|------|-------------|-------------------|---------------------|
| 3.3 | Rieles de acero | | | | | | 0.00 |
| | Rieles de 30 Lb/Yd. | para el tendido en las galerías y cruceros, según planning | m | 2000 | 23.00 | 46,000.00 | |
| | Eclisas y pernos | accesorios para la instalación de rieles | und | 333 | 15.00 | 5,000.00 | |
| | Cambios de riel | para direccionar la instalacion de rieles | und | 12 | 400.00 | 4,800.00 | |
| | Durmientes de Madera | elementos sobre los cuales se instalan los rieles | und | 450 | 42.00 | 18,900.00 | |
| Total Tuberías, rieles y mangas | | | | | | 156,083.88 | 12,448.00 |
| 4.0 Campamentos, Obras Civiles, alquiler de vehículos | | | | | | | |
| 4.1 | Alquiler de Hotel | | global | | | | 40,000.00 |
| 4.2 | menaje | hotel, cocina/comedor/servicios, oficinas, almacen | global | | | | 12,500.00 |
| 4.3 | Alimentación /alojamiento: terceros | | menu | | | | 194,400.00 |
| 4.4 | movilidad | alquiler de camionetas | global | | | | 30,000.00 |
| 4.5 | diseño, construccion, equipamiento o compra infraestructura | | global | | | | 1,062,500.00 |
| 4.6 | obras civiles (tolva) | | global | | | 30,000.00 | |
| 4.7 | Deposito de Desmonte | | global | | | | 350,000.00 |
| Total campamentos y Obras Civiles | | | | | | 30,000.00 | 1,689,400.00 |
| 5.0 Estudios básico, Estudios Ambientales, permisos/autorizaciones Inicio, capacitacion/entrenamiento | | | | | | | |
| 5.1 | Geología | investigaciones, validacion estimados de recursos y reservas | global | 1 | 21,000.00 | 10,500.00 | 5,250.00 |
| 5.2 | Geotécnica | para las fundaciones de campamentos, botaderos de desmonte | global | 1 | 21,000.00 | | 21,000.00 |
| 5.3 | Geomecánica | zoneamiento e investigaciones para sustentar método de explotacion | global | 1 | 21,000.00 | 21,000.00 | |
| 5.4 | Hidrología/Hidrogeología | control del agua | global | 1 | 17,500.00 | | 17,500.00 |
| 5.5 | Métodos de explotacion de Carbón | diseño de los métodos de explotacion | global | 1 | 28,000.00 | 28,000.00 | |
| 5.6 | Línea Base - Proyecto Antracita | a lo largo del eje Pampa Verde-Chuquizongo-Huaranchal, componentes del proyecto | global | 1 | 14,000.00 | | 14,000.00 |
| 5.7 | EIA | para la operación de CPSAA. (incluye el EIA semidetallado) | global | 1 | 350,000.00 | | 350,000.00 |
| 5.8 | PCM - Proyecto Antracita | plan de cierre de mina, | global | 1 | 84,000.00 | 84,000.00 | |
| 5.9 | Permisos/Autorizaciones Inicio de Operaciones | requerimiento del MEM | global | 1 | 140,000.00 | 140,000.00 | |
| 5.10 | Capacitacion/entrenamiento | elevar capacidades del personal | global | 1 | 22,400.00 | 11,200.00 | 11,200.00 |
| Total Estudios Básicos, Estudios Ambientales, Permisos/Autorización de inicio. | | | | | | 294,700.00 | 418,950.00 |
| 6 Exploración, desarrollos y preparacion minera | | | | | | | |
| 6.1 | Exploracion | | | | | | |
| | Cruceros | 2.4 (alto)x2.1 (ancho) m de sección, | m | 2240 | 1,100.00 | 2,464,000.00 | |
| 6.2 | Desarrollos | | | | | | |
| | Labores Horizontales | construccion a lo largo de los mantos | m | 1280 | 1,100.00 | 1,408,000.00 | |
| | Labores Verticales | construccion a superficie | m | 531 | 2000 & 1000 | 982,000.00 | |
| 6.3 | Preparacion | | | | | | |
| | Labores Horizontales | | m | 5727 | 1,100.00 | 6,299,700.00 | |

| | | | | | | | |
|--|-------------------------|--|-----|-----|-------------|----------------------|---------------------|
| | Labores Verticales | construcción entre los subniveles | m | 250 | 2000 & 1000 | 360,000.00 | |
| Total Exploracion, desarrollos y preparacion minera. | | | | | | 11,513,700.00 | |
| Total Costo Directo (TCD) | | | | | | 13,041,000.28 | 2,494,238.00 |
| II Costos Indirectos | | | | | | | |
| 1.0 | Desaduanaje de equipos | % del TOTAL | est | 1 | 1.50% | 22,417.46 | |
| 2.0 | Fletes y seguros | % del TOTAL | est | 1 | 2.00% | 29,889.94 | |
| 3.0 | Supervisión del cliente | Estimado, considerando 10 meses de ejecución de obra (dentro de los tres años de implementacion) | mes | 10 | 10,000.00 | 100,000.00 | |
| 4.0 | posible EPCM | | | | | 0.00 | |
| Total Costo Indirecto (TDI) | | | | | | 152,307.40 | |
| Costo Total de Capital del Proyecto, sin considerar incertidumbre | | | | | | 15,687,545.68 | |
| | Contingencia | | | | 15% | 2,353,131.85 | |
| Costo Total de Capital del Proyecto, considerando incertidumbre | | | | | | 18,040,677.53 | |

Tabla A.2: Capex Interior Mina (+-25%)

| Labores Horizontales | | Año | | | | | | | | | | | |
|---------------------------------------|-----------------------|-------------|-----------|-----------|------------|-----------|---------|-----------|---------|---------|--------|-------|-------|
| | | Exploración | | | Desarrollo | | | Operación | | | | | |
| | | -1 | -2 | -3 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
| Nv 2100 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Tunel (m) | 1 077 | | | | 960 | 117 | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 2 160 | | | | | 843 | 320 | 320 | 320 | 320 | 37 | | |
| Subtotal | 3 237 | | | | 960 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 37 | | |
| Costo Subtotal Nv2100 (US\$) | 3 560 700 | | | | 1 056 000 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 40 700 | | |
| Nv 2170 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Tunel (m) | 977 | | 960 | 17 | | | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 2 775 | | | 943 | 320 | 320 | 320 | 320 | 320 | 232 | | | |
| Subtotal | 3 752 | | 960 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 320 | 232 | | | |
| Costo Subtotal Nv2170 (US\$) | 4 127 200 | | 1 056 000 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 255 200 | | | |
| Nv 2240 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Tunel (m) | 648 | 648 | | | | | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 1 610 | 312 | 320 | 320 | 320 | 320 | 18 | | | | | | |
| Subtotal | 2 258 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 18 | | | | | | |
| Costo Subtotal Nv2240 (US\$) | 2 483 800 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 19 800 | | | | | | |
| Total (m) | 9 247 | 960 | 1 280 | 1 280 | 1 600 | 1 600 | 658 | 640 | 640 | 552 | 37 | | |
| Costo \$/ml | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 | 1 100 |
| Labores Horizontales (US\$) | 10 171 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 1 408 000 | 1 760 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 700 | | |
| Labores Verticales | | | | | | | | | | | | | |
| Chimeneas Principales | Sección 6m x 2 m | | | | | | | | | | | | |
| CH1 | 110 | | | | 110 | | | | | | | | |
| CH2 | 167 | | | 167 | | | | | | | | | |
| CH3 | 184 | | | 184 | | | | | | | | | |
| Subtotal (m) | 461 | | | 351 | 110 | | | | | | | | |
| Costo \$/ml | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 |
| Subtotal Chimeneas Principales (US\$) | 922 000 | | | 702 000 | 220 000 | | | | | | | | |
| Ore Pass Principal | D= 1.8m | | | | | | | | | | | | |
| total (3) | 420 | | | 280 | 140 | | | | | | | | |
| Costo \$/ml | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 | 1 000 |
| Subtotal Ore Pass (US\$) | 420 000 | | | 280 000 | 140 000 | | | | | | | | |
| Labores Verticales (US\$) | 1 342 000 | | | 982 000 | 360 000 | | | | | | | | |
| Labores Horizontales (US\$) | 10 171 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 1 408 000 | 1 760 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 700 | | |
| Labores Verticales (US\$) | 1 342 000 | | | 982 000 | 360 000 | | | | | | | | |
| Capex Mina (+-25%) | 11 513 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 2 390 000 | 2 120 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 700 | | |

Tabla A.3: Capex - Opex Desmonte

| BOTADERO CHUQUIZONGO | | | | |
|---|-----|----------------|-------------------|----------------------|
| | | metrado | P.U. US \$ | PARCIAL US \$ |
| CAPEX (COSTO DIRECTO) | | | | 350,000 |
| Excavación masiva en Suelo para cimentación | m3 | 4,636 | 2.0 | 9,226 |
| Canal de coronación | glb | 1.0 | 15,620 | 15,620 |
| Relleno de dique | m3 | 4,084 | 8.9 | 36,346 |
| Carpeta de rodado | m3 | 313 | 11.7 | 3,646 |
| Sistema de drenaje | glb | 1.0 | 23,766 | 23,766 |
| Camino de acceso | glb | 1.0 | 100,000 | 100,000 |
| OPEX (COSTO DIRECTO) | | | | 206,997 |
| Material de desmonte a botadero | m3 | 51,749.30 | 4.00 | 206,997 |

Tabla A.4: Costo de Minado Según Método de Explotación

| Actividad/metodo de minado | Shirinkage | Longwall | Tajeos por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Bloques |
|----------------------------|------------|----------|-----------------------|-----------------|-------------------------|
| Perforación | 2.07 | 3.73 | 2.07 | 2.28 | 2.07 |
| Voladura | 1.55 | 1.39 | 1.55 | 1.70 | 1.55 |
| Carguío y Acarreo | 3.78 | 0.56 | 2.78 | 3.06 | 2.78 |
| Relleno Detrítico | | | | 12.50 | |
| Desarrollos | 7.20 | 6.70 | 8.04 | 15.50 | 13.40 |
| Sostenimiento | 8.77 | | 5.00 | 5.55 | 3.70 |
| Servicios | 3.59 | 3.58 | 3.58 | 3.94 | 3.58 |
| Sub Total | 26.96 | 15.96 | 23.02 | 44.53 | 27.08 |
| Costos Indirectos (10%) | 2.70 | 1.60 | 2.30 | 4.45 | 2.71 |
| Sub Total | 29.65 | 17.55 | 25.32 | 48.98 | 29.78 |
| Contingencia | 5.93 | 3.51 | 5.06 | 9.80 | 5.96 |
| Total | 35.59 | 21.06 | 30.38 | 58.77 | 35.74 |
| Recuperación: | 75-85% | 70-90% | 50-75% | 95%-100% | 80%-90% |
| Dilucion | 0%-10% | 10%-20% | 5%-10% | 0%-5% | 0%-125% |

Tabla A.5: Opex Mina Caso 1

| Manto | Método de Explotación | Recuperación por Método de Explotación + Dilución | Costo (US\$/t) | Reservas Probables (t) x Costo (US\$/t) |
|------------------------|-----------------------|---|----------------|---|
| Manto 1 | Shirinkage | 148,874 | 35.59 | 5,297,730 |
| Manto 2 | Tajeos por Subniveles | 167,483 | 30.38 | 5,088,447 |
| Manto 3 | Tajeos por Subniveles | 409,403 | 30.38 | 12,438,425 |
| | | 725,760.00 | | 22,824,601.90 |
| Costo de Minado Caso 1 | | | | 31.449 |

Tabla A.6: Costo Operativo Caso 1

| Item | Descripción | Datos de Operación | Unidades | Costo unitario | Cantidad | Costo Total Anual | Costo de Operación Unit |
|---|--|---|----------|----------------|----------|-------------------|-------------------------|
| | | | | US\$ | | | |
| | | | | \$ 120,000 | | | |
| I | Compra de Carbón en Boca Mina | | | | | | |
| - | Tonelaje de carbón producido anualmente , puesto en boca mina(CME) | Producido por las CME, supervision Propia | t | 31.45 | 79,800 | 2,509,650 | 31.449 |
| - | Movimiento de Carbón a Depósito | | | 0.076 | 79,800 | 6,065 | 0.076 |
| - | Lavado del Carbón | | | 1.200 | 79,800 | 95,760 | 1.200 |
| - | sub total | | | | | 2,611,474 | 32.73 |
| II | Energía | | | | | | |
| | Costo anual de energía del grupo electrógeno (incluye operación) | operación aprox. 5 h/d | h | 11.00 | 1,800 | 19,800 | |
| | combustible | Consumo: 02 gl/d, petróleo: 5.46 \$/gl | gl | 5.46 | 1,800 | 9,828 | |
| | sub total | | | | | 29,628 | 0.371 |
| III | Movilidad | | | | | | |
| | 03 Camionetas pick ups (2 con chofer) | servicio total en la Mina, 200 km/d | d | 80.00 | 900 | 72,000 | |
| | combustible | Consumo: 100 km/d, 30 km/gl, petróleo: 5.46 \$/gl | d | 5.46 | 900 | 4,914 | |
| | subtotal | | | | | 76,914 | 0.964 |
| IV | Mano de Obra | | | | | | |
| | 04 Ingenieros | jefe de unidad, geologos, mineros; 10 horas | personas | 4,500.00 | 4 | 216,000 | |
| | 02 Técnicos | topografos, logistica; 10 horas | personas | 1,800.00 | 2 | 43,200 | |
| | 01 Relaciones Comunitarias | comunidades de influencia directa e indirecta | personas | 2,100.00 | 1 | 25,200 | |
| | 01 Secretaria | en turno normal de 8 horas | personas | 1,300.00 | 1 | 15,600 | |
| | 02 Ayudantes (topografía, geología) | en turno normal de 8 horas | personas | 700.00 | 2 | 16,800 | |
| | 02 Chofer | servicio del proyecto | personas | 1,050.00 | 2 | 25,200 | |
| | 10 vigilantes | control despachos de carbón | personas | 1,200.00 | 10 | 144,000 | |
| | sub total | | | | 22 | 486,000 | 6.090 |
| V | Mantenimiento de carretera | | | | | | |
| | Costo anual por mantenimiento | | global | 32 Km 1.25 | 32,000 | 40,000 | 0.501 |
| | sub total | | | | | 40,000 | 0.501 |
| VI | Mantenimiento de carretera | | | | | | |
| | Movimiento de Material luego del lavado del carbón a Botadero | | | 32 Km 0.08 | 2,400 | 2,189 | 0.027 |
| | sub total | | | | | 2,189 | 0.027 |
| VII | Carbon para Venta | | | | | | |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito de Mina | | | | 76,000 | | 42.71 |
| | Traslado | 584 km (Ida y Vuelta) | \$/Km | 0.065 | | | |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito Trujillo | | \$/t | 37.80 | 76,000 | 2,872,800 | 37.80 |
| Costo Anual de Operación del Proyecto (\$) | | | | | | 6,119,005 | |
| Costo Operativo (\$/t) | | | | | | | 80.51 |

Tabla A.8: Costo Operativo Caso 2

| Item | Descripción | Datos de Operación | Unidades | Costo unitario US\$ | Cantidad | Costo Total Anual | Costo de Operación Unit |
|---|--|---|----------|---------------------|----------|-------------------|-------------------------|
| | | | | \$ 120,000 | | | |
| I | Carbón en Boca Mina (Empresa Minera Especializada) | | | | | | |
| - | Tonelaje de carbón producido anualmente , puesto en boca mina(CME) | Producido por las CME, supervision Propia | t | 32.86 | 79,800 | 2,622,205 | 32.860 |
| - | Movimiento de Carbón a Depósito | | | 0.076 | 79,800 | 6,065 | 0.076 |
| - | Lavado del Carbón | | | 1.200 | 79,800 | 95,760 | 1.200 |
| - | sub total | | | | | 2,724,030 | 34.14 |
| II | Energía | | | | | | |
| | Costo anual de energía del grupo electrógeno (incluye operación) | operación aprox. 5 h/d | h | 11.00 | 1,800 | 19,800 | |
| | combustible | Consumo: 02 gl/d, petróleo: 5.46 \$/gl | gl | 5.46 | 1,800 | 9,828 | |
| | sub total | | | | | 29,628 | 0.371 |
| III | Movilidad | | | | | | |
| | 03 Camionetas pick ups (2 con chofer) | servicio total en la Mina, 200 km/d | d | 80.00 | 900 | 72,000 | |
| | combustible | Consumo: 100 km/d, 30 km/gl, petróleo: 5.46 \$/gl | d | 5.46 | 900 | 4,914 | |
| | subtotal | | | | | 76,914 | 0.964 |
| IV | Mano de Obra | | | | | | |
| | 04 Ingenieros | jefe de unidad, geólogos, mineros; 10 horas | personas | 4,500.00 | 4 | 216,000 | |
| | 02 Técnicos | topografos, logistica; 10 horas | personas | 1,800.00 | 2 | 43,200 | |
| | 01 Relaciones Comunitarias | comunidades de influencia directa e indirecta | personas | 2,100.00 | 1 | 25,200 | |
| | 01 Secretaria | en turno normal de 8 horas | personas | 1,300.00 | 1 | 15,600 | |
| | 02 Ayudantes (topografía, geología) | en turno normal de 8 horas | personas | 700.00 | 2 | 16,800 | |
| | 02 Chofer | servicio del proyecto | personas | 1,050.00 | 2 | 25,200 | |
| | 12 vigilantes | control despachos de carbón | personas | 1,200.00 | 10 | 144,000 | |
| | sub total | | | | 22 | 486,000 | 6.090 |
| V | Mantenimiento de carretera | | | 32 Km | | | |
| | Costo anual por mantenimiento | | global | 1.25 | 32,000 | 40,000 | 0.501 |
| | sub total | | | | | 40,000 | 0.501 |
| VI | Manipuleo de Desmonte | | | 32 Km | | | |
| | Movimiento de Material luego del lavado del carbón a Botadero | | | 0.08 | 2,400 | 2,189 | 0.027 |
| | sub total | | | | | 2,189 | 0.027 |
| VII | Carbon para Venta | | | | 76,000 | | 44.19 |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito de Mina | | | | | | |
| | Traslado | 584 km (Ida y Vuelta) | \$/Km | 0.065 | | | |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito Trujillo | | \$/t | 37.80 | 76,000 | 2,872,800 | 37.80 |
| Costo Anual de Operación del Proyecto (\$) | | | | | | 6,231,561 | |
| Costo Operativo (\$/t) | | | | | | | 81.99 |

Tabla A.9: Opex Mina Caso 3

| Manto | Metodo de Explotación | Recuperación por Metodo de Explotación + Dilucion | Costo (US\$/t) | Reservas Probables (t) x Costo (US\$/t) |
|-------------------|-------------------------|---|----------------|---|
| Manto 1 | Shirinkage | 148,874 | 35.59 | 5,297,730 |
| Manto 2 | Shirinkage | 223,311 | 37.24 | 8,316,093 |
| Manto 3 | Hundimiento por Bloques | 579,988 | 35.74 | 20,728,461 |
| | | 952,172.31 | | 34,342,284.41 |
| Costo de Minado 3 | | | | 36.067 |

Tabla A.10: Costo Operativo Caso 3

| Item | Descripción | Datos de Operación | Unidades | Costo unitario US\$ | Cantidad | Costo Total Anual | Costo de Operación Unit |
|---|--|---|----------|------------------------|----------|----------------------|-------------------------------|
| | | | | \$ 120,000 | | | |
| I | Compra de Carbón en Boca Mina | | | | | | |
| - | Tonelaje de carbón producido anualmente , puesto en boca mina(CME) | Producido por las CME, supervision Propia | t | 36.07 | 79,800 | 2,878,171 | 36.067 |
| - | Movimiento de Carbón a Depósito | | | 0.076 | 79,800 | 6,065 | 0.076 |
| - | Lavado del Carbón | | | 1.200 | 79,800 | 95,760 | 1.200 |
| - | sub total | | | | | 2,979,995 | 37.34 |
| II | Energía | | | | | | |
| | Costo anual de energía del grupo electrógeno (incluye operación) | operación aprox. 5 h/d | h | 11.00 | 1,800 | 19,800 | |
| | combustible | Consumo: 02 gl/d, petróleo: 5.46 \$/gl | gl | 5.46 | 1,800 | 9,828 | |
| | sub total | | | | | 29,628 | 0.371 |
| III | Movilidad | | | | | | |
| | 03 Camionetas pick ups (2 con chofer) | servicio total en la Mina, 200 km/d | d | 80.00 | 900 | 72,000 | |
| | combustible | Consumo: 100 km/d, 30 km/gl, petróleo: 5.46 \$/gl | d | 5.46 | 900 | 4,914 | |
| | subtotal | | | | | 76,914 | 0.964 |
| IV | Mano de Obra | | | | | | |
| | 04 Ingenieros | jefe de unidad, geólogos, mineros; 10 horas | personas | 4,500.00 | 4 | 216,000 | |
| | 02 Técnicos | topografos, logistica; 10 horas | personas | 1,800.00 | 2 | 43,200 | |
| | 01 Relaciones Comunitarias | comunidades de influencia directa e indirecta | personas | 2,100.00 | 1 | 25,200 | |
| | 01 Secretaria | en turno normal de 8 horas | personas | 1,300.00 | 1 | 15,600 | |
| | 02 Ayudantes (topografía, geología) | en turno normal de 8 horas | personas | 700.00 | 2 | 16,800 | |
| | 02 Chofer | servicio del proyecto | personas | 1,050.00 | 2 | 25,200 | |
| | 12 vigilantes | control despachos de carbón | personas | 1,200.00 | 10 | 144,000 | |
| | sub total | | | | 22 | 486,000 | 6.090 |
| V | Mantenimiento de carretera | | | 32 Km | | | |
| | Costo anual por mantenimiento | | global | 1.25 | 32,000 | 40,000 | 0.501 |
| | sub total | | | | | 40,000 | 0.501 |
| VI | Mantenimiento de carretera | | | 32 Km | | | |
| | Movimiento de Material luego del lavado del carbón a Botadero | | | 0.08 | 2,400 | 2,189 | 0.027 |
| | sub total | | | | | 2,189 | 0.027 |
| VII | Carbon para Venta | | | | | | |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito de Mina | | | | 76,000 | | 47.56 |
| | Traslado | 584 km (Ida y Vuelta) | \$/Km | 0.065 | | | |
| | Carbon Limpio, para venta en Depósito Trujillo | | \$/t | 37.80 | 76,000 | 2,872,800 | 37.80 |
| Costo Anual de Operación del Proyecto (\$) | | | | | | 6,487,526 | |
| Costo Operativo (\$/t) | | | | | | | 85.36 |

Tabla A.12: Análisis Económico Preliminar - Caso 2 (Caso Base)

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---------------------|------------------------|-----------|-----------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| Reservas Probadas + Probables | 781,588 | t | | | | | | | | | | | | | |
| Costos | 10.3 | años | | | | | | | | | | | | | |
| Costo de Minado Total | 44.19 | USD/t | | | | | | | | | | | | | |
| Costo de Traslado | 37.80 | USD/t | | | | | | | | | | | | | |
| Costos Operacionales | 81.99 | USD/t | | | | | | | | | | | | | |
| Gastos Generales y Administrativos (G&A) | 5 | USD/t | Variable | | | | | | | | | | | | |
| Costo de Venta (USD/t) | 5 | USD/t | Constante | | | | | | | | | | | | |
| Precio (USD/t) | | USD/t | 160 | USD/t | | | | | | | | | | | |
| | | Permisos, Construcción | | | Operación | | | | | | | | | | |
| Año | | -3 | -2 | -1 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
| Producción Anual | | | | | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 76 000 | 21 588 |
| Poder Calorífico Kcal/Kg | 6500-8200 | | | | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 | 6500-8200 |
| Precio (USD/t) | | | | | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 | 160 |
| Costo de Minado US\$/t | | | | | 44.19 | 45.08 | 45.98 | 46.90 | 47.84 | 48.79 | 49.77 | 50.77 | 51.78 | 52.82 | 53.87 |
| Costo de Transporte US\$/t | | | | | 37.80 | 38.56 | 39.33 | 40.11 | 40.92 | 41.73 | 42.57 | 43.42 | 44.29 | 45.17 | 46.08 |
| Costo Operacional US\$/t | Incremento (2% año) | | | | 81.99 | 83.63 | 85.31 | 87.01 | 88.75 | 90.53 | 92.34 | 94.19 | 96.07 | 97.99 | 99.95 |
| Cash Cost Total US\$/t | | | | | 108 | 111 | 117 | 118 | 119 | 121 | 124 | 126 | 127 | 128 | 130 |
| Ventas (USD) | | | | | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 12 160 000 | 3 454 031 |
| Costo de Minado US\$ | | | | | 3 358 761 | 3 425 936 | 3 494 455 | 3 564 344 | 3 635 631 | 3 708 344 | 3 782 510 | 3 858 161 | 3 935 324 | 4 014 030 | 1 162 983 |
| Costo de Transporte US\$ | | | | | 2 872 800 | 2 930 256 | 2 988 861 | 3 048 638 | 3 109 611 | 3 171 803 | 3 235 239 | 3 299 944 | 3 365 943 | 3 433 262 | 994 717 |
| Costo Operacional US\$ | | | | | 6 231 561 | 6 356 192 | 6 483 316 | 6 612 982 | 6 745 242 | 6 880 147 | 7 017 750 | 7 158 105 | 7 301 267 | 7 447 292 | 2 157 701 |
| Ingresos Brutos (USD) | | | | | 5 928 439 | 5 803 808 | 5 676 684 | 5 547 018 | 5 414 758 | 5 279 853 | 5 142 250 | 5 001 895 | 4 858 733 | 4 712 708 | 1 296 330 |
| Costo de Venta (USD) | | | | | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 107 938 |
| Gastos Generales y Administrativos (USD) | | | | | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 380 000 | 107 938 |
| Capex Exploración, Preparación, Desarrollo, Disposición de Desmonte | 11 720 697 | 1 073 418 | 1 431 224 | 2 441 467 | 2 160 008 | 1 789 030 | 735 739 | 715 612 | 715 612 | 617 215 | 41 371 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Regalías (3%) | 3.0% | | | | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 364 800 | 103 621 |
| Ingresos antes de impuestos (USD) | | | | | 2 643 631 | 2 889 977 | 3 816 145 | 3 706 605 | 3 574 346 | 3 537 838 | 3 976 079 | 3 877 095 | 3 733 933 | 3 587 908 | 976 832 |
| Impuestos | | | | | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% | 33% |
| Ingresos después de impuestos (USD) | | | | | 872,398 | 953,693 | 1,259,328 | 1,223,180 | 1,179,534 | 1,167,486 | 1,312,106 | 1,279,441 | 1,232,198 | 1,184,010 | 322,355 |
| Valor residual | | | | | 1 771 233 | 1 936 285 | 2 556 817 | 2 483 426 | 2 394 812 | 2 370 351 | 2 663 973 | 2 597 654 | 2 501 735 | 2 403 898 | 654 478 |
| Cierre de Mina - Valor Neto | | | | | | | | | | | | | | | -1 000 000 |
| Ingresos Netos (USD) | | | | | 1 771 233 | 1 936 285 | 2 556 817 | 2 483 426 | 2 394 812 | 2 370 351 | 2 663 973 | 2 597 654 | 2 501 735 | 2 403 898 | 654 478 |
| CAPEX (Total) | 18 040 678 | | | | | | | | | | | | | | |

| | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---------------|---------------|---------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|------------|
| Capex Superficie y Mina | 6 319 980 | 1,263,996 | 2,527,992 | 2,527,992 | | | | | | | | | | | | |
| Capex Inicial | 11 266 090 | | | | | | | | | | | | | | | |
| Después de Impuestos | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Flujo de Caja | -2 337 414 | -3 959 216 | -4 969 459 | 1 620 484 | 1 782 521 | 2 399 978 | 2 323 450 | 2 231 636 | 2 203 912 | 2 494 205 | 2 424 491 | 2 325 109 | 2 223 739 | 2 120 343 | 2 014 878 | -1 991 832 |
| | | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| | -2 337 414 | -3 959 216 | -4 969 459 | 1 620 484 | 1 782 521 | 2 399 978 | 2 323 450 | 2 231 636 | 2 203 912 | 2 494 205 | 2 424 491 | 2 325 109 | 2 223 739 | 2 120 343 | 2 014 878 | -1 991 832 |
| VPN (10%) (USD) | 1 550 296 | | | | | | | | | | | | | | | |
| TIR | 12.65% | | | | | | | | | | | | | | | |
| Recuperación de la Inversión Inicial (años) | 8.79 | | | | | | | | | | | | | | | |
| Antes de Impuestos | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Flujo de Caja | -2 337 414 | -3 959 216 | -4 969 459 | 2 418 633 | 2 660 479 | 3 582 057 | 3 467 836 | 3 330 801 | 3 289 422 | 3 722 694 | 3 618 643 | 3 470 312 | 3 319 014 | 3 164 690 | 3 007 280 | 1 504 729 |
| | | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| | -2 337 414 | -3 959 216 | -4 969 459 | 2 418 633 | 2 660 479 | 3 582 057 | 3 467 836 | 3 330 801 | 3 289 422 | 3 722 694 | 3 618 643 | 3 470 312 | 3 319 014 | 3 164 690 | 3 007 280 | 1 504 729 |
| VPN (10%) (USD) | 6 263 843 | | | | | | | | | | | | | | | |
| TIR | 20.09% | | | | | | | | | | | | | | | |
| Recuperación de la Inversión Inicial (años) | 5.34 | | | | | | | | | | | | | | | |

Tabla A.14: Comparación Casos

| | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 |
|--|----------------|----------------|----------------|
| Reservas Probables + Probadas (t) | 725,760 | 781,588 | 952,172 |
| Costo Operativo (US\$/t) | 91 | 92 | 95 |
| Costo de Capital (US\$/t) | 25 | 23 | 19 |
| NPV 10% post-tax | 1,444,042 | 1,607,690 | 1,419,242 |
| IRR post-tax | 12.8% | 12.9% | 12.4% |

Tabla A.15: Análisis Económico Casos

| Comparación | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 |
|-------------------------|---------------|---------------|---------------|
| NPV 10% post-tax | 1,444,042 | 1,607,690 | 1,419,242 |
| IRR post-tax | 12.8% | 12.9% | 12.4% |
| Payback (y) | 7.6 | 7.9 | 8.9 |
| NPV 10% pre-tax | 7,577,748 | 7,495,812 | 6,094,285 |
| IRR pre-tax | 22.2% | 21.8% | 19.8% |
| Payback (y) | 4.7 | 4.9 | 5.4 |
| Reservas | 725,760 | 781,588 | 952,172 |

Tabla A.16: Resumen Casos

| | | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 |
|--------------------------------------|--------------|------------------------------|------------------------------|--------------------------------|
| Reservas Probables + Probadas | t | 725,760 | 781,588 | 952,172 |
| Manto 1 | t | 148,874 | 148,874 | 148,874 |
| Manto 2 | t | 167,483 | 223,311 | 223,311 |
| Manto 3 | t | 409,403 | 409,403 | 579,988 |
| | | | | |
| Metodo de Minado | | | | |
| Manto 1 | | Shirinkage | Shirinkage | Shirinkage |
| Manto 2 | | Tajeos por Subniveles | Shirinkage | Shirinkage |
| Manto 3 | | Tajeos por Subniveles | Tajeos por Subniveles | Hundimiento por Bloques |
| | | | | |
| Mine cost | USD/t | 42.7 | 44.2 | 47.6 |
| Transport cost | USD/t | 37.8 | 37.8 | 37.8 |
| G&A | USD/t | 5 | 5 | 5 |
| Selling | USD/t | 5 | 5 | 5 |
| Royalties | USD/t | 3.0% | 3.0% | 3.0% |
| Total | USD/t | 91 | 92 | 95 |
| | | | | |
| Initial Capital | USD | 11,266,090 | 11,266,090 | 11,266,090 |
| Total Capital Cost | | 18,040,678 | 18,040,678 | 18,040,678 |
| NPV 10% pre-tax | USD | 7,577,748 | 7,495,812 | 6,094,285 |
| IRR pre-tax | % | 22.2% | 21.8% | 19.8% |
| | | | | |
| NPV 10% post-tax | USD | 1,444,042 | 1,607,690 | 1,419,242 |
| IRR post-tax | % | 12.8% | 12.9% | 12.4% |
| year | | 10 | 11 | 13 |

ANEXO B
INFORME NI 43 101

Mayo, 2014

VERSION FINAL

ESTUDIO TECNICO DE MINA MANTOS DE CARBON - ALTO CHICAMA



REPORTE TÉCNICO

Tabla de Contenido

| | | |
|-------------|--|-----------|
| 1.0 | ESTUDIO CONCEPTUAL | 1 |
| 2.0 | DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD Y LOCALIZACIÓN | 1 |
| 3.0 | ACCESIBILIDAD, CLIMA, RECURSOS LOCALES, INFRAESTRUCTURA Y FISIOGRAFÍA | 3 |
| 3.1 | Accesibilidad | 3 |
| 3.2 | Clima..... | 4 |
| 3.3 | Fisiografía | 4 |
| 3.4 | Infraestructura y Recursos Locales..... | 5 |
| 3.5 | Tenencia del Terreno Superficial | 5 |
| 4.0 | HISTORIA | 6 |
| 5.0 | MARCO GEOLÓGICO Y MINERALIZACIÓN | 7 |
| 5.1 | Geología Regional | 7 |
| 5.2 | Estratigrafía..... | 8 |
| 5.2.1 | Jurásico Superior | 8 |
| 5.2.2 | Cretácico Inferior | 8 |
| 5.3 | Geología Local | 10 |
| 6.0 | YACIMIENTO | 12 |
| 6.1 | Génesis de los yacimientos de carbón..... | 12 |
| 6.2 | Regiones Productoras de Carbón en el Perú | 13 |
| 6.3 | Yacimiento Proyecto Mina Antracita | 14 |
| 7.0 | EXPLORACIÓN | 16 |
| 8.0 | PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS, ANÁLISIS Y SEGURIDAD | 17 |
| 8.1 | Preparación..... | 17 |
| 8.2 | Tipos y procedimientos de muestreo | 17 |
| 8.3 | Seguridad..... | 17 |
| 8.4 | Detalles de la muestra | 17 |
| 8.5 | Análisis..... | 18 |
| 8.6 | Características Geoquímicas..... | 21 |
| 9.0 | VERIFICACIÓN DE LA INFORMACIÓN | 22 |
| 10.0 | PROCESOS DE MINERAL Y PROCESO METALURGICO | 22 |
| 11.0 | ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES | 24 |
| 11.1 | Metodología..... | 25 |

| | | |
|-------------|---|-----------|
| 12.0 | CÁLCULO DE RESERVAS | 28 |
| 12.1 | Reservas Proyecto Antracita | 28 |
| 12.2 | Metodología..... | 29 |
| 12.3 | Consideraciones..... | 30 |
| 12.4 | Métodos Empleados en el cálculo | 30 |
| 13.0 | MÉTODOS DE MINADO..... | 34 |
| 13.1 | Estudio Geomecánico Preliminar..... | 34 |
| 13.2 | Estudio Hidrogeológico | 36 |
| 14.0 | SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO | 37 |
| 14.1.1 | Metodología de la Selección del Método de Minado | 37 |
| 14.1.2 | Métodos de Minado 12 | 38 |
| 14.1.3 | Desarrollo, Preparación e Infraestructura de Mina | 45 |
| 14.1.4 | Diseño de Mina Subterránea..... | 47 |
| 14.1.5 | Disposición del desmonte | 48 |
| 14.1.6 | Dimensiones de los desarrollos mineros..... | 49 |
| 14.1.7 | Diseño Proyecto Antracita..... | 49 |
| 14.2 | Plan de Producción de Mina..... | 51 |
| 14.2.1 | Desarrollo de Mina | 51 |
| 14.2.2 | Plan de Producción | 53 |
| 14.2.3 | Equipo Minero | 54 |
| 14.2.4 | Estimación de Mano de Obra..... | 54 |
| 14.2.5 | Staff..... | 54 |
| 15.0 | INFRAESTRUCTURA DEL PROYECTO..... | 56 |
| 16.0 | CONTRATOS Y ESTUDIO DE MERCADO¹² | 56 |
| 16.1 | Mercado | 56 |
| 16.2 | Contrato | 56 |
| 16.3 | Precios Perú..... | 57 |
| 17.0 | ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTOS EN LA COMUNIDAD..... | 61 |
| 17.1 | Minería Artesanal..... | 61 |
| 17.2 | Permisos | 61 |
| 17.3 | Comunidades | 61 |
| 18.0 | COSTO DE CAPITAL Y COSTO OPERACIONAL | 62 |
| 18.1 | Capex | 62 |

| | | |
|-------------|--|-----------|
| 18.2 | Opex | 66 |
| 19.0 | ANÁLISIS ECONÓMICO | 67 |
| 19.1 | Flujo de caja y VPN | 67 |
| 19.2 | Análisis de Sensibilidad | 69 |
| 19.3 | Vida de La Mina..... | 69 |
| 19.4 | Cálculo NPV | 69 |
| 19.5 | Análisis de Sensibilidad NPV & IRR | 70 |
| 20.0 | PROPIEDADES ADYACENTES | 72 |
| 21.0 | OTRA INFORMACIÓN RELEVANTE..... | 72 |
| 21.1 | Requisitos para un Estudio Preliminar según la Norma NI 43 101 | 72 |
| 21.2 | Carbón en el Mundo | 76 |
| 21.3 | Comercio de Carbón..... | 84 |

TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla 1: Ruta 1..... | 3 |
| Tabla 2: Ruta 2..... | 3 |
| Tabla 3: Tabla de Muestreo para labores subterráneas y calicatas..... | 16 |
| Tabla 4: Tabla de Muestreo para Perforación diamantina..... | 16 |
| Tabla 5: Características Geoquímicas | 21 |
| Tabla 6: Composición y Rangos de las Propiedades para varios tipos de Carbón..... | 21 |
| Tabla 7: Recursos Proyecto Antracita..... | 24 |
| Tabla 8: Valores Límites para el cálculo de Recursos | 26 |
| Tabla 9: Reservas Caso 2 – Caso Base | 28 |
| Tabla 10: Consideraciones del método de Minado..... | 31 |
| Tabla 11: Recursos Minables | 31 |
| Tabla 12: Dilución producida por el Minado | 32 |
| Tabla 13: Tonelaje de Mineral (Carbón Antracita + dilución)..... | 32 |
| Tabla 14: Perdidas por Manipuleo, uso y Lavado del Carbón | 32 |
| Tabla 15: Reservas Probadas+Probables por Método de Explotación Empleado..... | 32 |
| Tabla 16: Reservas Caso 1..... | 33 |
| Tabla 17: Reservas Caso 2 – Caso Base | 33 |
| Tabla 18: Reservas Caso 3..... | 33 |
| Tabla 19: Clasificación Geomecánica Preliminar..... | 34 |
| Tabla 20: Desarrollos contemplados en el CAPEX-Caso Base..... | 50 |
| Tabla 21: Plan de Desarrollo de Mina-Caso Base..... | 52 |

| | |
|---|-----------|
| Tabla 22: Sumario del Plan de Producción para un carbón antracita | 54 |
| de cut off de 6500 Kcal/Kg-Caso Base | 54 |
| Tabla 23: Personal de Mina | 54 |
| Tabla 24: Personal Empresa Minera Especializada..... | 55 |
| Tabla 25: Personal de Mina | 56 |
| Tabla 26: Libras de CO2 emitidas por millón de BTU de energía | 60 |
| para diversos combustibles..... | 60 |
| Tabla 27: Costo de Capital..... | 63 |
| Tabla 28: Capex Interior Mina | 65 |
| Tabla 29: Opex Mina | 66 |
| Tabla 30: Costo Operacional..... | 67 |
| Tabla 31: Evaluación Económica | 68 |
| Tabla 32: Análisis de Sensibilidad | 69 |
| Tabla 33: Requisitos para un Estudio Preliminar según la Norma NI 43 101 | 72 |
| Tabla 34: Generación de Electricidad por Carbón..... | 77 |
| Tabla 35: Exportadores Top de Carbón (2011e) | 85 |
| Tabla 36: Importadores Top De Carbón (2011e)..... | 85 |

FIGURAS

| | |
|--|----|
| Figura 1: Ubicación del Proyecto..... | 1 |
| Figura 2: Mapa de Concesiones..... | 2 |
| Figura 3: Rutas..... | 4 |
| Figura 4: Fisiografía típica..... | 5 |
| Figura 5: Geología Regional | 7 |
| Figura 6: Fotografía Valle Alto Chicama | 8 |
| Figura 7: Columna estratigráfica local de Alto Chicama..... | 10 |
| Figura 8: Columna Estratigráfica del Yacimiento | 14 |
| Figura 9: Traza de los Mantos..... | 15 |
| Figura 10: Clasificador de Carbón "Powerscreen Chieftain 400" con capacidad de lavado | 22 |
| y clasificación de 200 tph..... | 22 |
| Figura 11: Vista Isométrica del Mapeo superficial y Túnel de Muestreo | 24 |
| Figura 12: Vista Isométrica de los Mantos de Carbón..... | 25 |
| Figura 13: Áreas de Influencia de los datos provenientes de labores mineras y sondeos | 27 |
| Figura 14: Diagrama de flujo que muestra los factores a tener en cuenta para el cálculo de recursos económicos recuperables de carbón (RESERVAS) | 29 |
| Figura 15: Consideraciones Método de Minado | 35 |
| Figura 16: Método de Minado - Sub Level Stopping | 40 |

| | |
|---|----|
| Figura 17: Metodo de Minado - Shrinkage | 43 |
| Figura 18: Método de Minado - Perfil Longitudinal | 44 |
| Figura 19: Vista Isometrica -Desarrollos y traza de Mantos | 45 |
| Figura 20: Vista Isométrica - Desarrollos | 46 |
| Figura 21: Detalle de Sección 2.1m x 2.4m..... | 47 |
| Figura 22: Diseño del Depósito de Desmonte | 48 |
| Figura 23: Diseño Proyecto Antracita | 50 |
| Figura 24: Correlación Precio de Energía & Carbón..... | 57 |
| Figura 25: Precios FOB - Colombia | 58 |
| Figura 26: Precios China..... | 59 |
| Figura 27: Obtención del NPV..... | 69 |
| Figura 28: Análisis de Sensibilidad Tasa Interna de Retorno | 70 |
| Figura 29: Análisis de Sensibilidad Valor Presente Neto | 70 |
| Figura 30: Generación de la Electricidad Total A nivel Mundial por Combustible (2009) | 77 |

1.0 ESTUDIO CONCEPTUAL

Se presenta una evaluación preliminar de un proyecto minero de carbón antracita ubicado en la provincia de Otuzco, región La Libertad - Perú, el cual ha sido elaborado bajo el formato NI 43-101 y tiene el propósito de mostrar una evaluación y método de minado en mantos verticales.

Este informe ha sido preparado para la explotación de una mina de 76 000 toneladas de carbón antracita por año, el proyecto se ha denominado "Proyecto Mina Antracita", con una gestión de mediana minería en el cual se prevé la contratación de una empresa minera especializada y con costos de mediana minería en el Perú.

2.0 DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD Y LOCALIZACIÓN

La propiedad está localizada en Perú, en la costa oeste de Sudamérica. Perú está dividido en 24 departamentos, estos departamentos están divididos en numerosas provincias. La propiedad del presente estudio "El proyecto Mina Antracita" como llamaremos al proyecto en estudio, comprenderá operaciones que se realizan y/o se realizará en sus tres concesiones ubicadas en el distrito de Usquil de la provincia de Otuzco, región de La Libertad. La Figura 1 muestra la ubicación del Proyecto



Figura 1. Ubicación del Proyecto

Las concesiones del proyecto (Propiedad) son 3, MARTIN VL 300 de una extensión de 300 ha, MARTIN VII 50 de una extensión de 54 ha y ANA LUCIA M de una extensión de 400 ha; las cuales se encuentran superpuestas abarcando un total de 703.3 ha. la figura 2 muestra el Mapa de Concesiones.

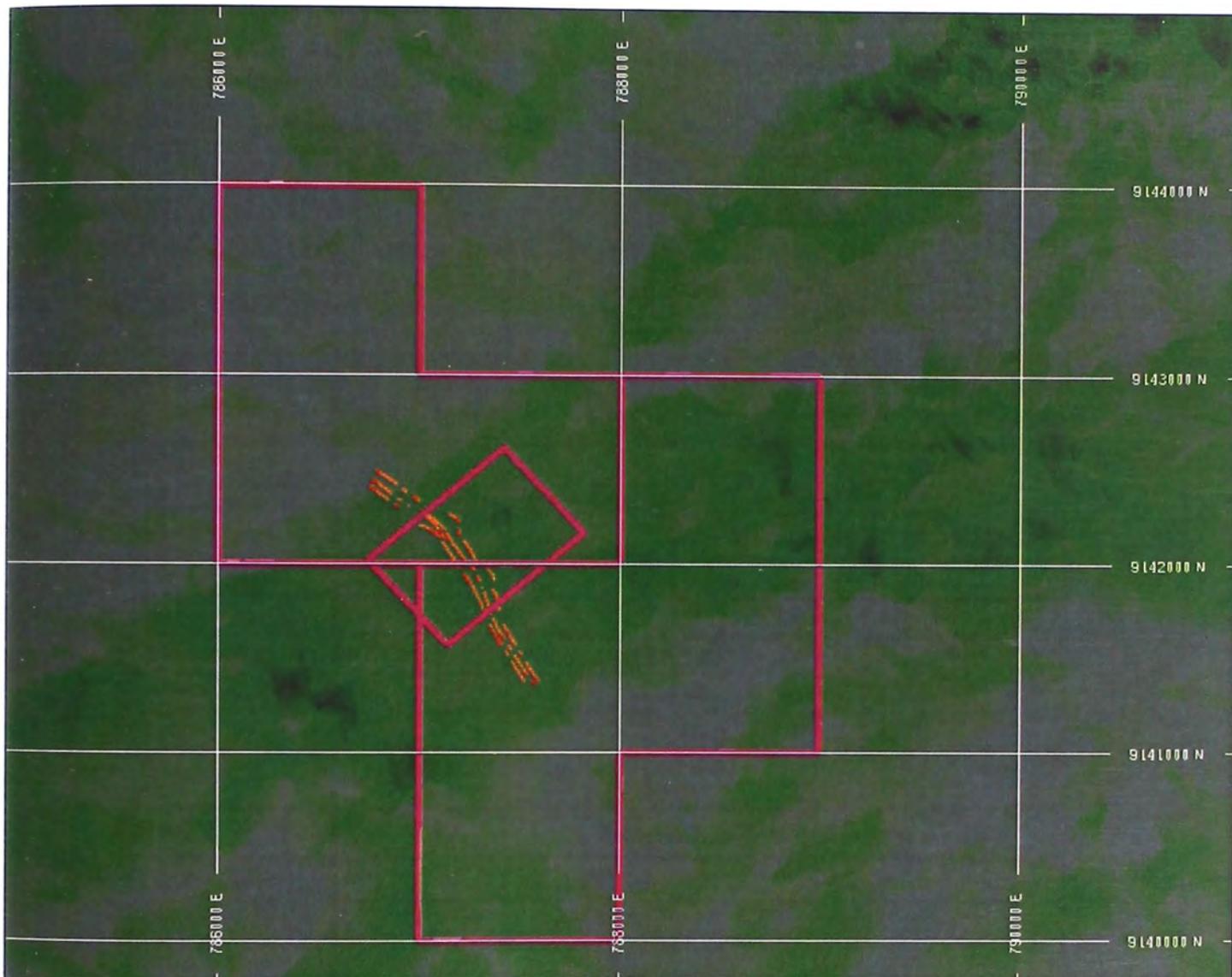


Figura 2: Mapa de Concesiones²

La empresa ha comprado el 100% de las concesiones y no hay otros impuestos u otras obligaciones pendientes.

Bajo las leyes peruanas, los titulares de concesiones mineras deben pagar una licencia anual o derecho de vigencia antes del 30 de Julio de cada año. El pago se hace en proporción a la cantidad de hectáreas en una relación de 1 US\$ por cada 1 ha de propiedad para titulares que no superen las 2 000 ha de propiedad; y 3 US\$ por cada 1 ha de propiedad para titulares que superen las 2 000 ha de propiedad.³

Una concesión minera en el Perú es un derecho otorgado por el Gobierno del Perú para explorar y/o explotar recursos minerales ubicados dentro del área de la concesión minera. Las normas relativas a la concesión y celebración de las concesiones tienen las siguientes características:

² Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

³ Información obtenida de la Ley General de Minería Decreto Supremo N° 014-92-EM.

- Cualquier persona natural o jurídica, nacional o extranjera, puede solicitar y ser beneficiario de una concesión minera, si el área de la concesión es gratuita y/o está disponible.
- Las concesiones se deben definir con Universal Transversal de Mercator ("UTM") basados en coordenadas PSAD 56.
- Las concesiones son renovadas anualmente mediante el pago de una tarifa de alquiler ("Vigencia") en cualquier escala minera 1 US\$ o 3 US\$.
- No hay compromisos de trabajo vinculados a la concesión por el Gobierno de Perú, sin embargo, Multas serán aplicables si el titular no llega a la producción mínima dentro del plazo establecido por ley.

3.0 ACCESIBILIDAD, CLIMA, RECURSOS LOCALES, INFRAESTRUCTURA Y FISIOGRAFÍA

3.1 Accesibilidad

La concesión es accesible desde Lima por vuelo o vía terrestre utilizando la carretera Panamericana Norte hacia la ciudad de Trujillo, para luego proceder hacia el este por carretera asfaltada a la ciudad de Otuzco. De Otuzco existe un camino Afirmado que conduce directamente a las concesiones. Esta ruta y distancias aproximadas y tiempos de conducción se muestra en la tabla 1 y tabla 2 respectivamente.

Tabla 1: Ruta 1

| Ruta 1 | Distancia (Km) | Tiempo (Horas) |
|--|----------------|----------------|
| Lima-Trujillo | 650 | 7.0 |
| Trujillo-Otuzco | 75 | 1.0 |
| Otuzco-Usquil-Coína-Chuquizongo-Huaranchal | 100 | 3.5 |
| Huaranchal-Proyecto | 10 | 0.5 |
| Total | 835 | 12.0 |

Tabla 2: Ruta 2

| Ruta 2 | Distancia (Km) | Tiempo (Horas) |
|-----------------------------|----------------|----------------|
| Lima-Trujillo | 650 | 7.0 |
| Trujillo-Otuzco | 75 | 1.0 |
| Otuzco-Callancas-Huaranchal | 85 | 3.0 |
| Huaranchal-Proyecto | 10 | 0.5 |
| Total | 820 | 11.5 |



Figura 3: Rutas⁴

3.2 Clima

El clima de la región es típica de los valles andinos del Perú en la que las estaciones se dividen en estaciones húmedas y secas. Las temperaturas pueden caer por debajo de 0 ° C y aumentar a 25° Celsius. El sol puede ser muy fuerte, con lecturas altas de rayos ultravioletas que son comunes durante el periodo de mediodía. El área de desarrollo de la mina está en una elevación moderada de entre 2.000 metros y 3.000 metros sobre el nivel del mar. La temporada de lluvias (Diciembre - Marzo) puede producir acumulaciones significativas de lluvia.

3.3 Fisiografía

El terreno en el que se encuentra las concesiones se caracteriza por valles de montaña los cuales soportan la agricultura de subsistencia. La figura 4 muestra la fisiografía típica.

⁴ Información obtenida de la Ley General de Minería Decreto Supremo N° 014-92-EM.



Figura 4: Fisiografía típica

3.4 Infraestructura y Recursos Locales

No hay una fuente de energía eléctrica de alta tensión cerca del sitio del proyecto y toda la energía que se utiliza se genera actualmente en el lugar utilizando generadores eléctricos. Existe electrificación rural del gobierno con un voltaje de 220 voltios en los poblados cercanos. Hay minas de carbón activos en las inmediaciones. Puede ser posible actualizar las líneas eléctricas existentes para un servicio de mayor tensión. Los recursos hídricos están fácilmente disponibles. Mano de obra calificada disponible en las comunidades cercanas y el Perú es rico talento técnico en minería subterránea, la cual es reconocida a nivel mundial debido a la dificultad en la geología, localización, y recuperación de sus yacimientos.⁵

3.5 Tenencia del Terreno Superficial

El tema de la tenencia de la tierra es de creciente importancia en el Perú, sobre todo porque el sistema de catastro nacional de propiedad de la tierra agrícola no es exacto. La ley peruana no concede derechos de superficie con derechos mineros y cualquier desarrollo propuesto requiere que el inversionista:

- a) Compre los derechos Superficiales
- b) Llegue a un acuerdo apropiado con los titulares de los derechos de superficie para tener acceso a la propiedad.

La Compañía ha contratado el Ministerio de Agricultura del Perú para crear un mapa de los derechos de superficie catastral y garantizar que las personas que ocupan la tierra se hayan registrado con la debida propiedad. De esta manera, la sociedad tiene la seguridad de que todos los derechos de superficie son debidamente registradas y se pueda transferir legalmente. Aproximadamente el cinco por ciento de la concesión ha sido debidamente registrado legalmente (Para uso de los componentes del proyecto, el proyecto es subterráneo). El setenta por ciento es tierra de la comunidad campesina, y el veinticinco por ciento restantes es tierra montañosa no habitada que es propiedad del gobierno.

La empresa ha seguido involucrarse en las comunidades locales como un "buen vecino".

⁵ SIENNA GOLD INC. (2008). Up-Dated Technical Report and Resource Estimate of the Igor Mine Project NI 43-101.

Personal de la empresa ha participado en celebraciones locales y existe una buena relación de trabajo con los terratenientes locales.

4.0 HISTORIA

La actividad minera en la region del Alto Chicama se extiende a los tiempos pre-hispánicos, siendo la extracción de carbón y oro la principal actividad minera del área. Cerca al sitio se puede encontrar antiguas bocaminas de exploración por Oro, así como antiguas labores de extracción de carbón colapsadas debido a la falta de técnica en su extracción.

En el Perú, el grado de actividad minera va en paralelo al desarrollo de la economía regional y local, que a su vez, sigue un régimen de desarrollo esTabla y democrático. En la década de 1970 el gobierno militar del general Velasco nacionalizó toda la industria minera (con la excepción del sur de Perú Copper Ltd.) y la compra de la propiedad de denuncios mineros no fue posible hasta el regreso al gobierno civil en la década de 1980. A mediados de la década de 1990 el gobierno del presidente Alberto Fujimori renueva el sistema de catastro minero y cambia los requisitos de registro de concesiones minera. Ahora es legal para las empresas extranjeras que sean los propietarios registrados de Perú de concesiones mineras, siendo el sistema catastral y el registro uno de los más modernas el mundo. Las concesiones podrán solicitarse a través de Internet mediante la identificación de las coordenadas UTM en PSAD 56.⁶

En Perú, se utilizó el carbón en tiempos pre-incas para la metalurgia (Agramonte y Díaz, 1983) y los artículos decorativos como espejos de antracita pulida (Burger, 1992; Larco Hoyle, 2001). En el norte de Perú, Lechtman (1976) indica que "el uso del carbón como combustible durante el tiempo pre-Inca no es del todo improbable, porque hay una gran fuente de carbón en la Quebrada de Cupisnique."

Sin embargo, la primera aplicación industrial a gran escala de carbón en Perú comenzó alrededor de 1816 para la generación de vapor en las minas de cobre cerca de Cerro de Pasco (Agramonte y Díaz, 1983). En 1880, el carbón se utiliza ampliamente en el cobre y la fundiciones de plata en la región (Bargellini, 1992). La explotación de carbón se intensificó desde 1880 hasta 1931, en 1931, un sistema de cable de 8 km de largo con una capacidad de acarreo de 225 toneladas de carbón por día se creó para transportar el carbón de las minas de Callacuyan a la fundición de plata en Shorey (Minero Perú, 1986), que está cerca de Santiago de Chuco. Entre 1943 y 1956, la antracita del norte de Perú se exportó a Argentina y Francia (Carrascal y otros, 2000). La electricidad en Perú se obtiene principalmente de la energía hidroeléctrica, sin embargo, debido al gran contenido de azufre contenido en la mayoría de carbón en el Perú, el carbón para la generación de energía, para las operaciones mineras de cobre en el sur de Perú es importado de Indonesia, Colombia y Venezuela (Bowen, 2001)⁷

⁶ SIENNA GOLD INC. (2008). Up-Dated Technical Report and Resource Estimate of the Igor Mine Project NI 43-101.

⁷ Rolando Carrascal, Carmen Matos, Oscar Silva.(2000) Carbón en el Perú, Lima Peru

5.0 MARCO GEOLÓGICO Y MINERALIZACIÓN

5.1 Geología Regional

Las rocas más antiguas que ocurren en el proyecto área son sedimentos volcanoclasticos de la Formación Chicama del Jurásico Superior. Los mantos de carbón mayormente se encuentran intercalados en estratos delgados a medianos de areniscas y cuarcitas en la base de la Formación Chimú cuya edad se estima en 130 a 140 millones de años la cual correspondientes a la edad del cretáceo inferior a valanginiense medio.

Sobreyace a esta secuencia rocas clástica compuesta por lutitas grises, estratificadas en capas delgadas intercaladas con areniscas, calizas y margas de la Formación Santa. Rocas recientes del cuaternario, compuestas por conglomerados, se ubican en forma de terrazas y materiales aluviales a lo largo de las quebradas principales.⁸

Toda la secuencia sedimentaria ha sido fuertemente deformada y plegada como consecuencia de las diferentes fases tectónicas del ciclo andino. La estructura de la zona se caracteriza por fallas tectónicas y plegamientos que típicamente exhibe sinclinales amplios y anticlinales estrechos, la mayoría con asociación a fallas. Figura 5 muestra la Geología Regional y la Figura 6 muestra una fotografía del Valle de Alto Chicama. El área de estudio forma parte de un anticlinal volcado con eje de rumbo NW-SE y buzamiento hacia el suroeste.

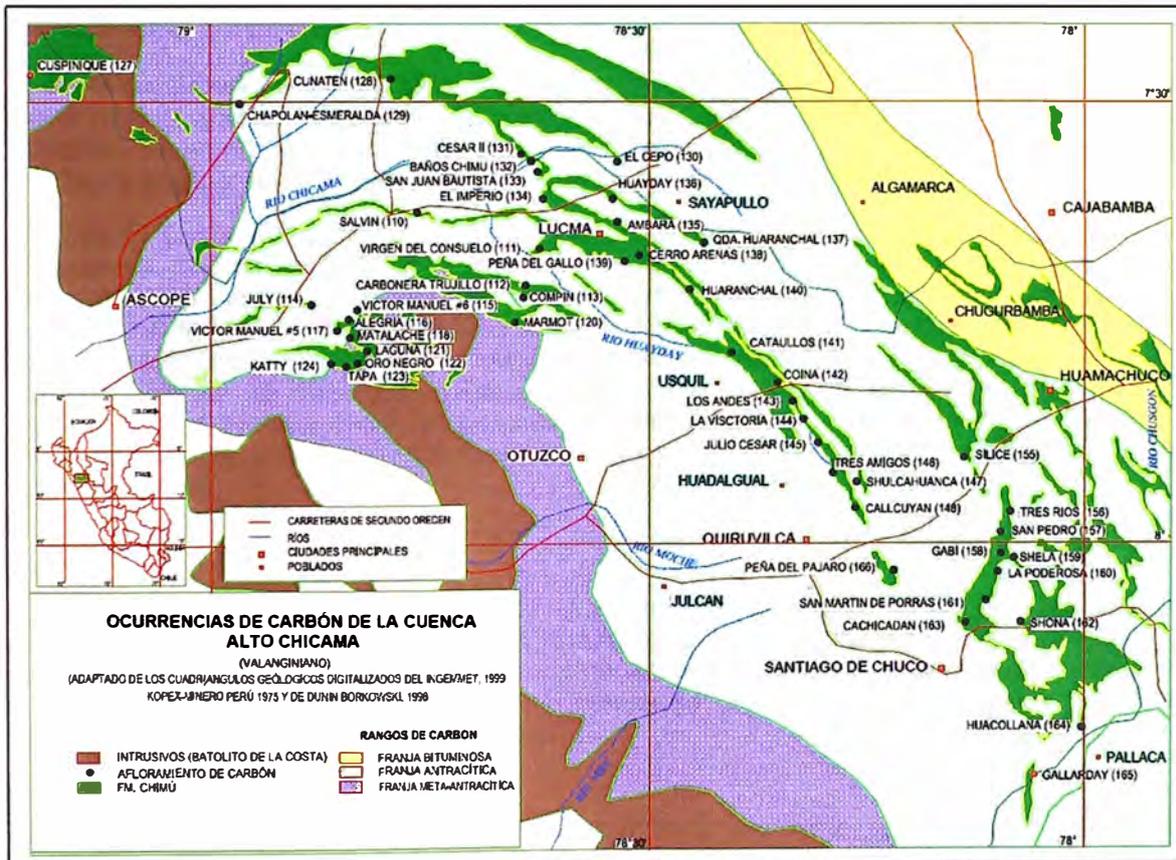


Figura 5: Geología Regional⁹

⁸ Rolando Carrascal, Carmen Matos, Oscar Silva. (2000) Carbón en el Perú, Lima Peru

⁹ Plano Actualizado obtenido de Carbón en el Perú, Lima Perú Octubre, 2000 –Rolando Carrascal, Carmen Matos, Oscar Silva.



Figura 6: Fotografía Valle Alto Chicama¹⁰

5.2 Estratigrafía

5.2.1 Jurásico Superior

Durante el Jurásico superior se desarrolló un arco volcánico de islas en el margen occidental de la placa sudamericana relacionado a los primeros procesos de subducción de la corteza oceánica al oeste de la cuenca, creando un ambiente de mar intercontinental asociado a procesos de atenuación cortical (Benavides, 1999) entre el arco y el macizo del Marañón al este de la cuenca.

Grupo Chicama. El Grupo Chicama está compuesto de secuencias silicoclásticas en su mayoría pelíticas con intercalaciones de volcanoclásticos, superando en algunos lugares incluso los 1500m. De espesor (Cobbing et al., 1981). Aunque es difícil realmente encontrar su base, se supone está suprayacente con discordancia angular al grupo Pucará e incluso secuencias más antiguas (Reyes, 1980). Está compuesto en sus horizontes superiores principalmente de lutitas bituminosas fisibles y, limolitas carbonosas, con delgadas intercalaciones de areniscas (Reyes, 1980). La naturaleza de esta cuenca fue según las evidencias, de un mar mediterráneo de ambiente reductor, con un índice de subsidencia constante y persistente. Estratigráficamente según los fósiles encontrados en dicho grupo, se encuentra ubicado en el Titoniano, (Cossio, 1964).

5.2.2 Cretácico Inferior

En contraposición con el ambiente Jurásico, el Cretácico Inferior se caracteriza por ser de carácter oxidante, debido a la fuerte erosión a que fue sometida la zona del arco magmático al oeste de la cuenca y, al continuo levantamiento de la plataforma continental en el margen oriental. Esta cuenca se desarrolló en un ambiente de mar abierto altamente oxigenado, continuando una marcada subsidencia y desplazamiento relativo del depocentro hacia el oeste de la cuenca.

Formación Chimú

Aunque carente de fósiles por ser genéticamente de ambiente oxigenado, se le correlaciona por su posición estratigráfica como de edad Valanginiana inferior (Benavides, 1956; Wilson, 1962) a media (Reyes, 1980), infrayaciendo a las secuencias carbonatadas de la formación Santa del Valanginiano Superior. Está compuesta principalmente por areniscas blancas limpias de grano medio bien seleccionadas, con intercalaciones de carbón, lutitas carbonosas y limolitas con frecuente disposición lenticular (Foto III.3.04), lo que da cuenta de ser más bien de ambientes deltaicos transicionales y mares abiertos poco profundos, como también lo mencionara Jacay (1992), por sus observaciones de estratificación cruzada y marcas de oleaje medidas en la zona de Baños Chimú y Río Huancay.

¹⁰ Imagen de la Zona del Proyecto.

Formación Santa – Carhuaz

Estas dos formaciones son estudiadas juntas por el poco desarrollo de la Formación Santa que particularmente en la zona de estudio pareciera desaparecer (Cossio, 1964). La Formación Santa está compuesta regionalmente por calizas dolomíticas hacia el callejón de Huaylas (Benavides, 1956), las cuales se restringen hacia los márgenes de la cuenca, en Trujillo y al este de Huamachuco, en transición comúnmente a facies pelíticas. La Formación Carhuaz está conformada por secuencias silicoclásticas de areniscas sucias grisáceas, con intercalaciones de limolitas y lutitas, frecuentemente carbonosas, que sobreyacen sobre la Formación Santa, ambos con edades entre el Valanginiano y Barremiano (Benavides, 1956; Bar y Agramonte, 1974)

Formación Farrat

Aunque no contiene fósiles se le correlaciona por su posición estratigráfica, de edad Aptiana (Reyes, 1980). Compuesta principalmente de areniscas blancas a grises resistentes a la erosión con intercalaciones de lutitas grises oscuras, guardando bastante similitud con la formación Chimú, pero sin los horizontes típicos de carbón. Los afloramientos presentan también pendientes empinadas y revelan el intenso tectonismo a través del fuerte plegamiento con dirección axial andina.

Formaciones Inca, Chulec y Pariatambo

Por la transición de la cuenca sedimentaria, de un ambiente de depositación silicoclástica a uno de depositación química carbonatada, se caracteriza esta serie como de un régimen tectónico de subsidencia activa con escasa actividad orogénica, entre el Aptiano Superior y Campaniano (Wilson, 1963; Cobbing et al., 1981). La continua subsidencia de la cuenca dio lugar a la formación de ambientes marinos poco profundos con abundante desarrollo de vida subacuática. Dada la lejanía hacia el yacimiento y ya que no tienen injerencia en la formación del yacimiento, en este trabajo se obviarán detalles sobre esta serie carbonatada, solo mencionar que a la primera de estas formaciones se la puede sintetizar como silicoclástica pelítica con intercalaciones areniscosas, para luego transicionar a las secuencias carbonatadas subsiguientes, característica principal de esta facies de la cuenca.

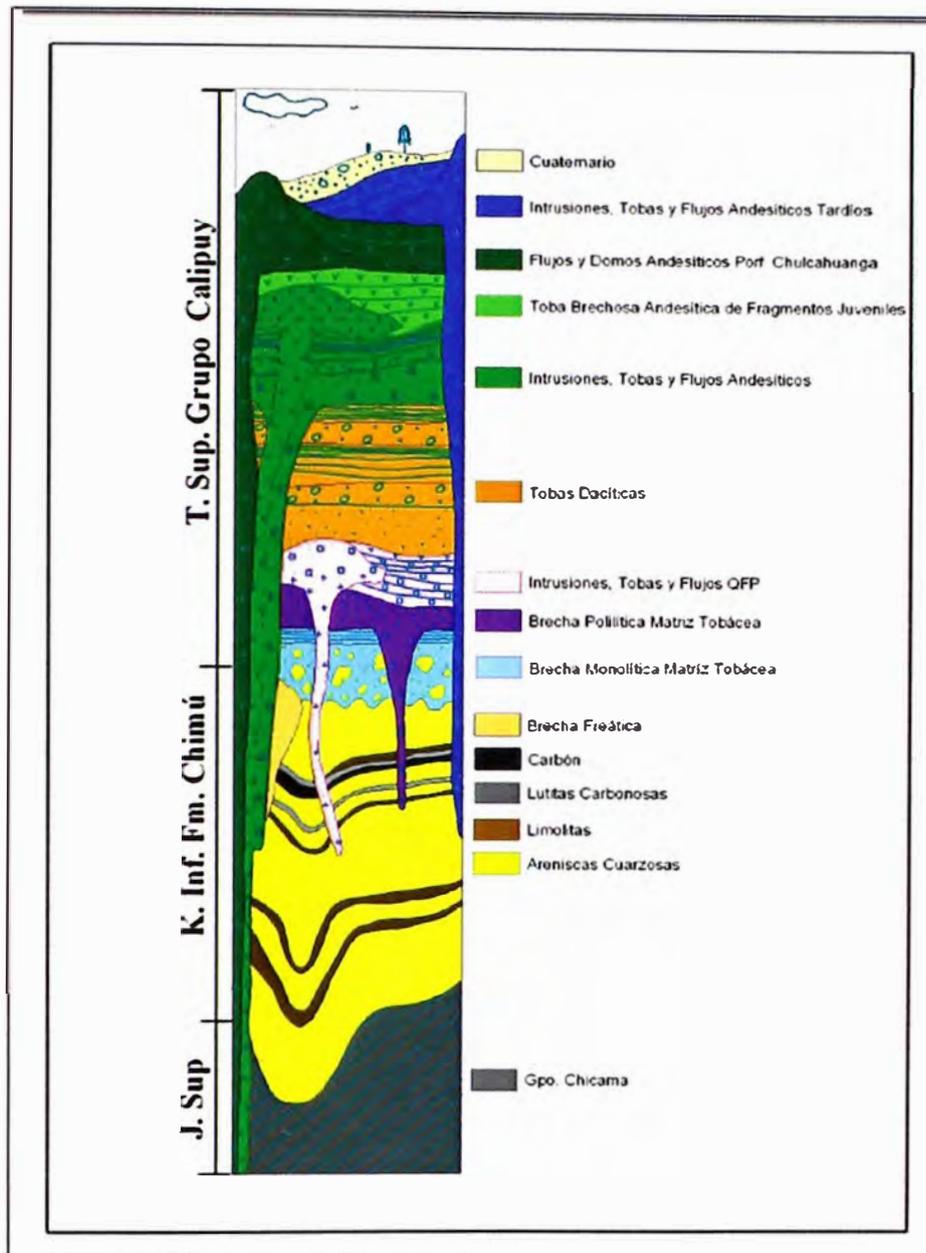


Figura 7: Columna estratigráfica local de Alto Chicama¹¹

5.3 Geología Local

La geología local se compone de dos formaciones principales, la Formación Chicama y Formación Chimú. La litoestratigrafía de estas formaciones se describe a continuación:

Formación Chicama

Las rocas más antiguas del área son sedimentos clásticos marinos de la formación Chicama del Jurásico Superior, compuesta por lutitas negras, abigarradas, con presencia de pirita, óxidos de hierro y pizarras con venas de cuarzo; sobreyace a esta secuencia la formación Chimú. La secuencia de las lutitas de la formación Chicama se ubican en la parte central del anticlinal volcado.

Formación Chimú

¹¹Hugo Ríos Mansilla (2005). Tesis El Yacimiento Epitermal de Oro de Alta Sulduración de Alto Chicama, controles de mineralización y modelo genético preliminar.

Está compuesta por areniscas limpias de grano medio bien seleccionadas con intercalaciones de limolitas y lutitas, tanto arcillosas como bituminosas, y también mantos de carbón antracítico. Esta formación corresponde a una paleogeografía de carácter deltaico, sufriendo continuamente procesos transgresivos y regresivos, así como estadios de ambiente anóxico pantanoso, en el que se forman los horizontes carbonosos.

Areniscas Cuarzosas

Son secuencias de areniscas muy limpias, cuarzosas y bien compactadas, de mares abiertos poco profundos y playas.

Limonitas

Son intercalaciones comunes en esta formación, caracterizadas por ser de grano fino a arcillosas, representando estadios de baja velocidad de sedimentación y procesos transgresivos. Cuando existe silicificación, particularmente de sílice parda (nombre de campo).

Lutitas Carbonosas

Similar a lo anterior, con contenido orgánico, correspondientes a estadios de baja velocidad de aporte de sedimentos en ambientes anóxicos, es mucho menos frecuente su silicificación en el depósito.

Mantos de Carbón

Se encuentra carbón antracítico, que por lo general se asocia a zonas de menor actividad tectónica e hidrotermal.

Mineralización

Los afloramientos de los mantos de Carbón Antracita ocurre discontinuamente a lo largo de 3 km a lo largo de las concesiones Martín VII 50 y Ana Lucía, se ha reconocido 4 mantos, con buzamiento promedio de 85° SW.

6.0 YACIMIENTO

6.1 Génesis de los yacimientos de carbón

Generalmente se define al carbón como una roca de origen orgánico que se genera por la diagénesis, a cierta presión y temperatura, de materia vegetal procedente de pteridofitas, gimnospermas y angiospermas. La composición del carbón incluye carbono, hidrógeno, oxígeno, así como pequeñas cantidades de azufre y nitrógeno; contiene además, dióxido de carbono y metano; compuestos aceitosos, como alquitrán y brea, que a su vez contienen amoníaco, tolueno, naftas y creosotas.

La mayoría de los yacimientos de carbón se generan en ambientes pantanosos asociados a lagunas, deltas o estuarios.

La formación de yacimientos económicamente explotables ocurre cuando se cumplen las siguientes cuatro condiciones:

- 1) Presencia de vegetación muy abundante, normalmente en un ambiente tropical, cálido y húmedo.
- 2) Ambiente tectónico de subsidencia balanceado con el crecimiento y sepultamiento de la vegetación.
- 3) El sepultamiento de la vegetación muerta debe ser rápido, de tal manera que ésta no quede expuesta a la oxidación en la superficie. Bajo estas condiciones, la descomposición de la materia orgánica sepultada ocurre muy lentamente o no sucede, permitiendo que se forme la turba.
- 4) Todas las condiciones anteriores deben presentarse juntas durante intervalos de tiempo prolongados, alternados con lapsos durante los que se depositen otro tipo de sedimentos.

La acumulación de turba se lleva a cabo in situ, en el propio medio de vida de las plantas como deltas, estuarios o albuferas y, muy pocas veces, por transporte en medios distintos al de formación. Estas características permiten diferenciar los carbones autóctonos, formados en el propio ecosistema, y los carbones alóctonos, formados en un medio diferente al ecosistema original, por lo que la materia vegetal ha sufrido un transporte más o menos largo. Según el medio de formación, también es posible diferenciar entre los carbones hímnicos, formados en medios lacustres, y parálícos, formados en ambientes transicionales como deltas, estuarios o lagunas.

Así, los medios más propicios en los que pueden darse procesos de acumulación de materia vegetal son:

- Lagunas, estuarios y marismas, saladas o salobres. Éstas son zonas con comunicación ocasional con el mar, en las que se produce una importante actividad biológica vegetal.
- Zonas pantanosas, ciénagas, canales, lagos y charcas intracontinentales, con vegetación de tipos diversos (herbácea o leñosa) controlada por la profundidad del medio, sus condiciones del fondo, temperatura de las aguas, etc.
- Manglares de las zonas tropicales que se encuentran bordeando a las lagunas y a los estuarios.
- Ambientes fluviales y deltaicos.

Los carbones según el lugar de origen pueden ser: autóctonos (in situ) y aloctonos (transportados).

De acuerdo a la naturaleza del material orgánico de origen se puede diferenciar 2 tipos de carbón: humínico y sapropélico.

El carbón humínico es el más abundante y se origina a partir de acumulaciones de restos vegetales de plantas superiores. Su aspecto es heterogéneo y bandeado debido tanto a la distribución de los diferentes restos vegetales como a las fluctuaciones de las condiciones existentes durante su depósito. El carbón sapropélico presenta un aspecto masivo, Sin embargo, en el se diferencian los carbones de algas (bodhead coals) y los carbones constituidos por esporas (cannel coals).¹²

¹² WORLD COAL ASOCIATION (2013). <<http://www.worldcoal.org/>>.

6.2 Regiones Productoras de Carbón en el Perú

El número de las cuencas productoras de carbón en Perú varía según el autor. Por ejemplo, Carrascal y otros (2000), Lopes y Ferreira (2000), Weaver (1993) también recopiló datos sobre las cuencas mineras peruanas, reservas, y su uso. Del mismo modo, el número de ocurrencias de carbón varía según el autor. Por ejemplo, Carrascal y otros (2000) ofrecen información sobre 230 apariciones; INGEMMET (sin fecha) enumera 51 apariciones, Weaver y Wood (1994) Lista 89.

El carbón está presente en las cuencas paleozoicas, Mesozoica y Cenozoica y rangos en el rango de meta-bituminoso a antracita (en las proximidades y afectadas por rocas intrusivas, como el Batolito de la Costa) en las cuencas del Paleozoico-Mesozoico y lignito al sub-bituminoso en las cuencas cenozoicas. Las reservas de carbón se estiman en 1.054.613, 559 toneladas métricas (Carrascal, 2000, cuadro 4.1.8), 78,3 por ciento de los cuales es de las cuencas mesozoicas, 21,4 por ciento provienen de las cuencas cenozoicas, y el 0,3 por ciento provienen de las cuencas del Paleozoico (Carrascal y otros, 2000).

Históricamente, la zona productora de carbón más conocida es la Goyllarisquizga, cuenca carbonífera en el centro de Perú, que suministra carbón de coque a las fundiciones de cobre cerca de Cerro de Pasco. De 1903 a 1971 esta mina produjo 8,8 millones de toneladas métricas de carbón. La mina cerró en 1971 por motivos económicos (Petersen, 1978).

La más extensa y potencialmente la más productiva - zona productora de carbón en el Perú se encuentra en el norte de Perú, una zona conocida como el Campo de antracita del Norte, por Petersen (1978) o, más comúnmente, el Alto Chicama (Escudero, 1979). Carrascal y otros (2000) dividen la materia en cuatro sectores, cada uno con numerosos casos de carbón. El Alto Chicama es de 1.520 km², las reservas se estiman en 223,7 millones de toneladas métricas (Escudero, 1979). El carbón se encuentra alojado en rocas plegadas y falladas del Grupo Goyllarisquizga del Cretácico, que incluye las areniscas de las formaciones Santa y de Chimu (Petersen, 1978). Los yacimientos de carbón son 1,0 a 2,5 m de espesor (Carrascal y otros, 2000). El rendimiento y contenido de cenizas de azufre promedio del carbón de Alto Chicama es 0,6 y 11,1 por ciento (según lo recibido), respectivamente. Estos promedios son de 37 análisis. Se excluyen los datos analíticos obtenidos del carbón con alto contenido de azufre (al 23 por ciento) de Callacuyan (Carrascal y otros, 2000).

Otra región importante de carbón en el norte de Perú incluidas en el Alto Chicama, es la Cuenca del Río Santa. Varias minas como La Galgada, Cocobal y La Limeña, han participado activamente en esta área, que está cerca de la acería en Chimbote. Carrascal y otros (2000) también se subdividen la Cuenca del Río Santa en varios sectores. Buzamiento anticlinales y sinclinales son las estructuras dominantes, y las capas de carbón van desde 0,3 hasta 3,5 m de espesor. El rendimiento y contenido de azufre y cenizas promedio de Santa carbón (17 análisis) son 0,48 y 15,2 por ciento (según lo recibido), respectivamente (Carrascal y otros, 2000).

Según Burgess (1985), el nivel de credibilidad de las cifras de reservas en Perú es baja. Sin embargo, son lo suficientemente fiables para indicar que el carbón está presente en grandes cantidades, como por ejemplo la estimación de Carrascal (2000) de 1,054,613,559 de toneladas métricas. Sin embargo, no se pueden efectuar cálculos de los recursos totales sobre una base nacional o de las reservas en los numerosos yacimientos pequeños de carbón (Burgess, 1985).¹³

¹³ Carbón en el Perú, Lima Perú Octubre, 2000 –Rolando Carrascal, Carmen Matos, Oscar Silva

6.3 Yacimiento Proyecto Mina Antracita

Mantos de Carbón Antracita

En las concesiones del proyecto se ha reconocido la presencia de 4 mantos (ver figura 8), con un buzamiento promedio de 85° SW. Los mantos han sido denominados M1, M2, M3 y M4, no necesariamente en orden de la columna estratigráfica debido a que su identificación inicial fue realizado por muestreo superficial, se asumió un ancho indicado y distancias equivalentes entre mantos para el propósito de la evaluación económica, cabe indicar que estos anchos son preliminares y no son oficiales; los mantos se describen a continuación:

- Manto 1: Con un ancho promedio de 1.5 m - 1.8 m;
- Manto 2: Con un ancho promedio de 2.2m – 2.5 m, presenta una capa de 0.2 m de lutitas;
- Manto 3: Con un ancho promedio de 5.5 m, presenta una capa de 0.05 m de lutitas.
- Manto 4: Con un ancho promedio de 0.5 m y por partes de 0.7m;

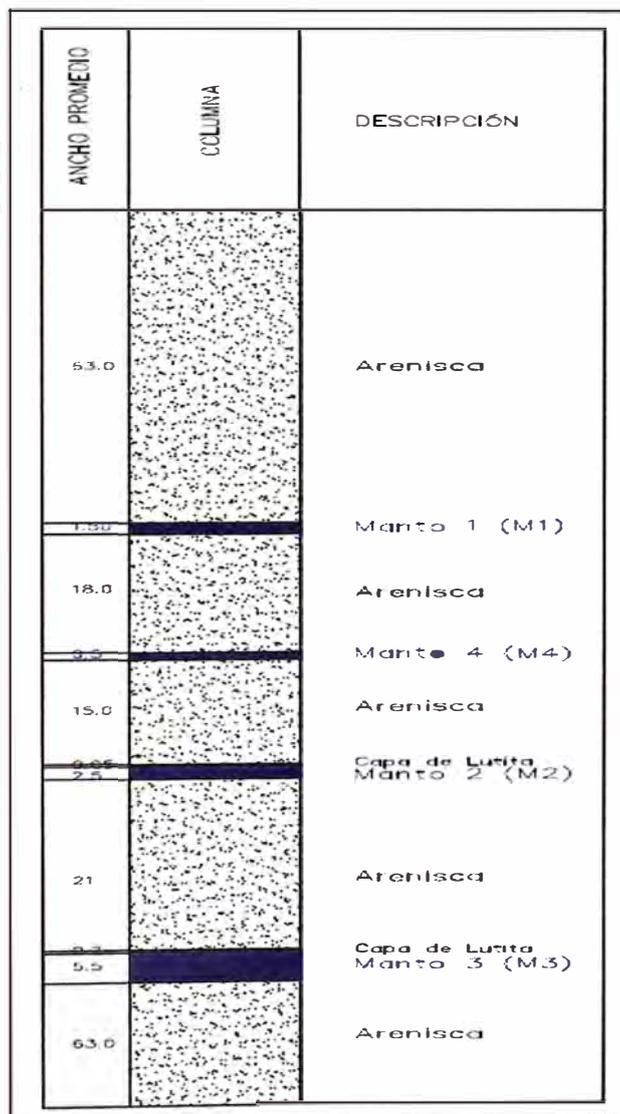


Figura 8: Columna Estratigráfica del Yacimiento¹⁴

Características Petrográficas

Los carbones de esta parte del yacimiento presentan un aspecto bandeado, color negro brillante, compactos, duros, con fractura irregular a concoidal. Son carbones altamente evolucionados que han alcanzado el rango de antracita; el peso específico estimado para el carbón in situ y suelto es de 1.47 y 1.30 t/m³, respectivamente.

Algunos rasgos a la vista, proyectamos la calidad estructural en los siguientes términos; Los mantos de carbón estructuralmente se presenta compacto por lo que para su extracción requiere de voladura, con bajo factor de carga. No se observa presencia de lutitas carbonosas en la textura del carbón, sin embargo no se descarta su presencia.

Respecto a la roca encajonante, la caja techo de los Mantos son una roca sedimentaria semidura, se observa la presencia de una capa de lutita/pizarra ligeramente dura, alterada y fracturada pegada al carbón. En la caja piso se observa la presencia de una capa delgada intermitente de pizarra fracturada y de consistencia ligeramente blanda. La figura 9 muestra la traza de los mantos casi verticales y aflorando.



Figura 9: Traza de los Mantos¹⁵

7.0 EXPLORACIÓN

Lugares con afloramiento fueron excavados y se tomaron muestras subterráneas por un equipo de geólogos dedicado con el fin de establecer la ubicación, fotografiar y medir los espesores de los mantos. La ubicación detallada y anchos de los mantos se han registrado de la siguiente manera

Las muestras subterráneas proporcionan excelente nivel de detalle y datos del ancho de los mantos con los que se puede modelar el yacimiento en una manera preliminar.

Información subterránea antiguas minas artesanales rehabilitadas han sido consideradas, tomando datos de la misma manera que perforaciones diamantinas, con el fin de evaluar los recursos minerales de Carbón. La tabla 3 indica la tabla de muestreo propuesta para las labores subterráneas y calicatas. La tabla 4 indica la tabla de muestreo para perforaciones diamantinas.

Tabla 3: Tabla de Muestreo para labores subterráneas y calicatas¹⁶

| Manto | Coordenadas PSAD 56 | | | Buzamiento (Grados) | Ancho | | Muestra Tomada |
|-------|---------------------|-------|---------------------|-------------------------|---------------------------|------------------------|-------------------|
| | ESTE | NORTE | Elevación (msnm) | | Calculado Vertical (m) | Medida Alineada (m) | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |

Las actividades de exploración se han realizado en el área de concesión minera. Esto incluye la medición y el muestreo de cada punto de datos de afloramiento disponibles, calicatas y trincheras de muestreo, para determinar la continuidad de las costuras y correlacionarlos en la concesión. Se prevé una campaña de Perforación para que los de afloramientos se evalúen junto con los datos recopilados de campo actuales para que en un futuro próximo se mejore el modelo de mina y evaluación de recursos.

Tabla 4: Tabla de Muestreo para Perforación diamantina¹⁷

| Manto | Coordenadas PSAD 56 | | | Ancho | | Muestra Tomada | Rumbo (Grados) | Buzamiento (Grados) |
|-------|---------------------|-------|---------------------|---------------------------|------------------------|-------------------|--------------------|-------------------------|
| | ESTE | NORTE | Elevación (msnm) | Calculado Vertical (m) | Medida Alineada (m) | | | |
| | | | | | | | | |
| | | | | | | | | |

Al plano en planta se suma la información estructural adquirida del estudio de campo. Para efectos del presente estudio no se ha colocado información de la base de datos de la empresa por política de conservación de información confidencial y derechos de autor, sin embargo, dejo claro el modelo de muestreo que se utiliza para la toma de muestras en un yacimiento de carbón.

¹⁶ Brian Thompson (2012), NI 43-101 Technical Report Resource Report - Rukú Project

¹⁷ Brian Thompson (2012), NI 43-101 Technical Report Resource Report - Rukú Project.

8.0 PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS, ANÁLISIS Y SEGURIDAD

8.1 Preparación

La aplicación de técnicas precisas en la recolección de muestras ayuda a asegurar que los datos de cada análisis realizado en las muestras serán de utilidad.

Las interpretaciones y comparaciones de composición elemental de los yacimientos de carbón para ser válidas, las muestras se tomarán de manera que sean representativas con el manto de carbón. Los efectos de los diferentes tipos de muestras deben ser considerados para que representen los componentes comparables del manto de carbón.¹⁸

- Los principales pasos en la obtención de la muestra son los siguientes:
- Seleccione el tipo de muestra adecuado para las condiciones de recolección o de oportunidad.
- Obtener la muestra de acuerdo con los procedimientos especificados según norma técnica.
- Documentar todos los aspectos de la muestra.
- Transmitir muestra en envases herméticos apropiados y de una manera oportuna.
- Proporcionar documentación completa.
- El autor recomienda coleccionar en caso de realizar muestreo por canales o recolectados de interior mina 3 muestras por lugar para ser almacenados, con el fin de una posible auditoría externa para efectos de mejora continua de los procesos de muestreo.

8.2 Tipos y procedimientos de muestreo

Las muestras de las áreas seleccionadas constarán de los siguientes tipos:

- Canal (de acuerdo con ASTM estándar D4596)
- Taladro (de acuerdo con ASTM estándar D5192)
- Fuera de Mina y Planta de Lavado

8.3 Seguridad

Se debe tener cuidado para asegurar que la muestras representen el espesor de los mantos. Si se está produciendo sólo una parte del manto, la muestra debe representar esa parte. Documentación de la muestra debe indicar claramente la naturaleza y el alcance de la muestra y la cantidad del espesor total del manto que la muestra individual representa. Para muestras de núcleos y canal, capas ricas en minerales superiores a 1 cm se tomarán como muestras separadas de intervalos de carbón. Fuera de Mina o muestras de productos mineros deberán incluir todo el material de la muestra original.¹⁹

8.4 Detalles de la muestra

Incluye todas las posibles descripciones de la muestra. Proporcionar, como mínimo, la localidad de la muestra, intervalos de espesor o profundidad de la muestra (s), el clima, si es un factor, registros geofísicos, si el núcleo, y cualquier otra información de calidad disponible en el propietario o en la mina.

¹⁸ Brian Thompson (2012), NI 43-101 Technical Report Resource Report - Rukú Project

¹⁹ Brian Thompson (2012), NI 43-101 Technical Report Resource Report - Rukú Project

8.5 Análisis

Los análisis de caracterización de carbón utilizando métodos detallados en la Sociedad Americana de Pruebas y Materiales (ASTM).²⁰

Las muestras de carbón principalmente deben ser analizadas por:

Carbono e Hidrógeno

El contenido de Carbono e hidrógeno respectivamente son el 70 - 95% y de 2 - 6% en peso (seco, libre de cenizas) de la sustancia orgánica del carbón, se cree por algunos autores como los componentes más importantes de carbón. Casi todo el carbono y el hidrógeno en el carbón se produce en forma combinada en los compuestos orgánicos complejos que componen carbón. Cabe considerar que el carbono se produce también en los carbonatos minerales, con calcita siendo el componente principal, y el hidrógeno también está presente en las diversas formas de la humedad que se encuentran en carbón.

Nitrógeno

El nitrógeno se produce casi exclusivamente en la materia orgánica del carbón. Hay muy poca información disponible acerca de los compuestos que contienen nitrógeno presentes en el carbón, pero no parece ser esTabla y se cree que son principalmente heterocíclicos.

La fuente original de nitrógeno en el carbón puede haber sido la planta y la proteína animal. Los alcaloides vegetales, clorofila, y otras porfirinas contienen nitrógeno en estructuras cíclicas lo suficientemente estables para que los cambios soportado durante el proceso de carbonización y por lo tanto haber contribuido al contenido de nitrógeno de carbón.

Azufre

El azufre es una consideración importante en la utilización del carbón, y por lo tanto, hay una considerable cantidad de trabajo publicado en relación con el desarrollo de métodos para mejorar la eficiencia de las técnicas, así como mejorar la exactitud y la precisión de la determinación de azufre.

La emisión de óxidos de azufre conduce a la corrosión de los equipos y escoriación del equipo de combustión o de la caldera, así como contribuir a la contaminación atmosférica y el daño ambiental. Por lo tanto, los datos de azufre son necesarios para la evaluación de los carbones a ser utilizados para los propósitos de combustión. La mayoría de la conversión del carbón y procesos de limpieza requieren dos conjuntos de valores de azufre: el contenido de azufre del carbón antes de que se utiliza y el contenido de azufre de los productos formados.

Los usos comerciales de coque, como en los procesos metalúrgicos, requieren un bajo contenido de azufre y requieren un valor exacto para el coque. Una de las razones principales para la limpieza de carbón es el de reducir el contenido de azufre. Es necesario conocer el contenido de azufre antes y después de la limpieza con el fin de evaluar el proceso de limpieza.

Azufre pirita por sí solo puede ser removido por separaciones de gravedad específica, y su eliminación depende de la forma en que la pirita se distribuye en todo el carbón. Si se produce en forma de cristales muy pequeños muy dispersos en el carbón, es casi imposible de eliminar por estos métodos. Cuando la pirita se produce en trozos grandes, se puede eliminar con éxito por métodos de gravedad específica. Azufre orgánico no puede ser reducido apreciablemente, ya que por lo general se dispersa uniformemente por todo el material orgánico en el carbón.

Los tres métodos de ensayo más ampliamente utilizados para la determinación de azufre son (1) el método Eschka, (2) el método de lavado bomba, y (3) el método de combustión de alta temperatura.

Por ejemplo, muestras de carbón se pesan en un bote de cerámica y se quema en un horno de tubo a 1350 ° C. Muestras de subproductos de combustión de carbón y roca se pesaron en un barco de cerámica junto con un agente promotor (para ayudar a la combustión) y quemaron a 1450 ° C. El dióxido de azufre se libera de las muestras y se mide mediante un detector de absorción de infrarrojos (IR).

²⁰ James G. Speight, 2005, Handbook of Coal Analysis.

Humedad

Los resultados de las muestras de carbón se presentan sobre una base "as determined" como se describe en la norma ASTM D3180. El contenido de humedad de cada muestra se estableció para que los remitentes de muestras pueden calcular sus resultados analíticos de forma "seca". La humedad se determina calentando una muestra de carbón de un gramo durante una hora a 107 ° C (ASTM estándar D3173). Después de enfriar en un desecador, el carbón se vuelve a pesar y el por ciento de humedad se calcula.

Genizas

Un análisis de la composición de la ceniza en el carbón es a menudo útil en la descripción total de la calidad del carbón. El conocimiento de la composición de las cenizas también es útil para predecir el comportamiento de cenizas y escorias en cámaras de combustión. La utilización de la ceniza de los subproductos de la combustión de carbón a veces depende de la composición química de la ceniza. Además, la preocupación por la liberación de ciertos elementos traza en el medio ambiente como consecuencia de la utilización del carbón ha hecho la determinación de estos elementos un aspecto cada vez más importante de análisis de carbón.

Mercurio

El mercurio se ha identificado como un contaminante del medio ambiente muy peligroso, en gran medida por la razón del proceso de concentración en la cadena alimentaria. Por lo tanto, la presencia de mercurio en el carbón es un tema muy sensible. La posible emisión de mercurio que se puede encontrar en el carbón es una preocupación ambiental.

La prueba para el contenido total de mercurio (ASTM D-3684, ISO 15237) implica la combustión de una muestra pesada en una bomba de oxígeno con ácido nítrico diluido absorción de los vapores de mercurio. La bomba se enjuaga en un recipiente de reducción con ácido nítrico diluido, y el mercurio se determina por la técnica de absorción atómica sin llama vapor frío. Mercurio y sales de mercurio pueden ser volatilizados a bajas temperaturas.

Poder Calorífico

El poder calorífico es el calor producido por la combustión de una unidad de cantidad de carbón en un calorímetro de bomba de oxígeno y bajo un conjunto especificado de condiciones

(ASTM D-121, ASTM D-2015, ASTM D-3286, ISO 1928). Para el análisis de carbón, el valor calorífico se determina en un calorímetro de bomba, ya sea por un método estático (isotérmica) o mediante un método adiabático, con una corrección si el valor calorífico neto es de interés. La unidad es calorías por gramo, que pueden ser convertidos a las unidades alternativas (1,0 kcal / kg = 1,8 Btu / libra = 4,187 kJ / kg).

El poder calorífico es una indicación directa del contenido de calor (valor energético) del carbón y representa la combinación de los calores de combustión del carbono, hidrógeno, nitrógeno, y azufre en la materia orgánica y de azufre en la pirita y es el poder calorífico bruto valor con una corrección aplicada si el valor calorífico neto sea de interés.

Capacidad de Calor

La capacidad térmica de un material es el calor necesario para elevar la temperatura de 1 unidad de peso de una sustancia 1 grado, y la relación de la capacidad calorífica de una sustancia a la capacidad de calor de agua a 15 ° C (60 ° F) en el calor específico. La capacidad de calor de carbón se puede medir por métodos calorimétricos estándar que han sido desarrollados para otros materiales (por ejemplo, la norma ASTM C 351).

Las unidades de capacidad calorífica son Btu por libra por cada grado Fahrenheit (Btu/lb- ° F) o calorías por gramo por cada grado Celsius (cal / g · ° C), pero el calor específico es la relación entre dos capacidades caloríficas y por lo tanto es adimensional. La capacidad calorífica del agua es 1,0 Btu/lb- ° C (= 4,2 × 10³ J / kg · K), y por lo tanto la capacidad de calor de cualquier material siempre será numéricamente igual al calor específico. En consecuencia, ha habido la tendencia a utilizar los términos de capacidad calorífica y calor específico casi equivocadamente.

Propiedad Plástica y Aglutinante

Todos los carbones sufren cambios químicos cuando se calienta, pero hay ciertos tipos de carbón que también exhiben cambios físicos cuando se somete a la influencia del calor.

Estos tipos particulares de carbones se conocen generalmente como carbones de aglutinación, mientras que los carbones restantes se les conoce como carbones no de aglutinación.

Agglutinación pasa carbón a través de una serie de cambios físicos durante el proceso de calentamiento en la medida en que se ablandan, derretir, fundir, se hinchan y solidificar dentro de un rango específico de temperatura. Esta temperatura se ha llamado la gama plástica del carbón, y los cambios físicos que se producen dentro de este rango se han denominado las propiedades plásticas (plasticidad).

La tendencia a la aglutinación de los aumentos de carbones con el contenido de materia volátil del carbón y alcanza un máximo en el intervalo de 25 a 35% de materia w / w volátil pero luego tiende a disminuir. Además, la tendencia a la aglutinación de carbón es generalmente alta en los% w / w de carbones 81-92 de carbono (con un máximo a 89% de carbono); la tendencia a la aglutinación de carbón también aumenta con el contenido de hidrógeno, pero disminuye con el contenido de oxígeno y con minerales importar contenido.²¹

²¹ Extracto del libro Handbook of Coal Analysis.

8.6 Características Geoquímicas

Para el presente estudio se ha tomado la referencia de 2 muestras, las cuales se muestran en la tabla 5, los análisis principalmente se ha realizado con el fin de obtener un producto para venta con fines de combustión (Carbón Térmico). Como se puede observar comparando diferentes tipos de carbón. La tabla 6 indica que el carbón procedente del yacimiento es de tipo Antracita, con un contenido bajo en cenizas y % de Azufre.

Tabla 5: Características Geoquímicas²²

| Muestra de carbón | Humedad (%) | Material Volátil (%) | Cenizas (%) | Carbón Fijo (%) | Azufre (%) | Poder Calorífico (Kcal/Kg) |
|-------------------|-------------|----------------------|-------------|-----------------|------------|----------------------------|
| 2001CS-12 | 8.10 | 2.62 | 7.99 | 81.29 | 0.72 | 6,858 |
| 1807CS-12 | 6.96 | 2.34 | 5.96 | 84.74 | 0.75 | 7147 |

Tabla 6: Composición y Rangos de las Propiedades para varios tipos de Carbón²³

| | Antracita | Bituminoso | Subbituminoso | Lignito |
|----------------------|---------------|---------------|---------------|-------------|
| Humedad (%) | 3-6 | 2-15 | 10-25 | 25-45 |
| Material Volátil (%) | 2-12 | 15-45 | 28-45 | 24-32 |
| Carbón Fijo (%) | 75-85 | 50-70 | 30-57 | 25-30 |
| Cenizas (%) | 4-15 | 4-15 | 3-10 | 3-15 |
| Sulfuro (%) | 0.5-2.5 | 0.5-6 | 0.3-1.5 | 0.3-2.5 |
| Hidrogeno (%) | 1.5-3.5 | 4.5-6 | 5.5-6.5 | 6-7.5 |
| Carbón (%) | 75-85 | 65-80 | 55-70 | 35-45 |
| Nitrógeno (%) | 0.5-1 | 0.5-2.5 | 0.8-1.5 | 0.6-1.0 |
| Oxígeno (%) | 5.5-9 | 4.5-10 | 15-30 | 38-48 |
| BTU/lb | 12,000-13,500 | 12,000-14,500 | 7,500-10,000 | 6,000-7,500 |
| Kcal/Kg | 6600-7500 | 6600-8055 | 4200-5500 | 3300-4200 |
| Densidad (g/mL) | 1.35-1.70 | 1.28-1.35 | 1.35-1.40 | 1.40-1.45 |

²² Información del Autor - Características Geoquímicas, Análisis de Carbón.

²³ James G. Speight, 2005, Handbook of Coal Analysis.

9.0 VERIFICACIÓN DE LA INFORMACIÓN

La información es de carácter conceptual y los datos han sido modificados en algunos casos para evitar conflictos de interés, evitar conflictos por propiedad intelectual y evitar especulación económica. Los datos han sido variados como un máximo de 15-20%, sin embargo, el procedimiento y tablas de referencia han sido obtenidos de libros, papers, información externa y otros autorizados por la empresa.

Por lo tanto se valida que es conforme el procedimiento seguido en el presente informe, y cumple con su propósito el cual es de carácter educativo.

10.0 PROCESOS DE MINERAL Y PROCESO METALURGICO

Para el presente proyecto se ha considerado la utilización de una maquina clasificadora de carbón, esta máquina tiene la propiedad de separar físicamente el carbón de otros materiales para reducir el contenido de contaminantes y cenizas producto de la dilución producida por el minado en interior mina. Si bien, el costo adicional va de un rango de 1-1.5 US\$/tm, se evita transportar de 0-5% de material "No Carbón" que se convertirá en cenizas. Cabe señalar, que debido a la pureza del carbón incluso sin considerar el uso de esta máquina y proceso de lavado se encuentra dentro de los más altos rangos de la clasificación de carbón, no obstante, el uso de la máquina es un potencial ahorro en el Opex debido al elevado costo de transporte. No se tiene ensayos o pruebas de lavabilidad para el presente estudio.



*Figura 10: Clasificador de Carbón "Powerscreen Chieftain 400" con capacidad de lavado
y clasificación de 200 tph²⁴*

²⁴ SME Annual Meeting, 2013, Coal Washing Paper.

Concepto de Lavabilidad

La Lavabilidad del Carbón es un proceso por el cual los contaminantes minerales se eliminan a partir del carbón por el uso de uno cualquiera de varios procesos de lavado para dejar el carbón cerca a estar libre de minerales como es requerido por el comprador o por la legislación (Para Perú no hay legislación de rangos de contaminantes). Los contaminantes minerales se producen en el carbón en dos formas bien definidas, contaminante mineral intrínseco y extrínseco.

El contaminante mineral intrínseco está presente en asociación íntima con la misma y se origina a partir de material inorgánico esencial para el crecimiento de la materia vegetal de la que se formó el carbón originalmente. Debido a su condición física, tales contaminantes minerales no puede ser separados de la sustancia de carbón por medios físicos, pero ya que rara vez excede de 1% en peso de la sustancia de carbón, que no conduce a dificultades excesivas con cenizas cuando el carbón se quema en el forma normal.

El contaminante mineral extrínseco, que es puramente accidental, se deriva desde el techo y el piso de los mantos de carbón y de cualquier material orgánico o inorgánico que pueda estar asociado con la formación del yacimiento. Se compone generalmente de lutitas, arcilla, esquisto y junto con sales inorgánicas infiltrados que se han depositado en las fisuras naturales en los mantos de carbón (por ejemplo pirita). Dicho material se puede reducir en gran medida en cantidad por métodos adecuados de limpieza del carbón y, de hecho, puede ser separada del carbón completamente. ²⁵

En términos más simples, la separación gravimétrica de fracciones ligeras y pesadas se utiliza para llevar a cabo el lavado del carbón. El análisis se realiza generalmente por cenizas y azufre, pero se extiende con frecuencia para incluir el valor de calentamiento y otras variables. En el método de ensayo para determinar las características del lavado de carbón se basa en la norma ASTM D-4371. Este método de ensayo estandariza procedimientos utilizados para la realización de análisis de lavabilidad.

²⁵ James G. Speight, 2005, Handbook of Coal Analysis.

11.0 ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES

Los recursos medidos, recursos indicados y recursos inferidos son mostrados en la tabla 7.

Tabla 7: Recursos Proyecto Antracita²⁶

| | Potencia Promedio (m) | Recurso Medido (t) | Recurso Indicado (t) | Recurso Inferido (t) |
|---------|-----------------------|--------------------|----------------------|----------------------|
| Manto 1 | 1.50 | 90 462 | 90 462 | 180 923 |
| Manto 2 | 2.25 | 135 692 | 135 692 | 271 385 |
| Manto 3 | 5.50 | 331 692 | 331 692 | 663 385 |
| Manto 4 | 0.50 | 30 154 | 30 154 | 60 308 |
| Total | | 588 000 | 588 000 | 1 176 000 |

Para el presente estudio se ha utilizado el criterio de evaluación de Eco Carbón, el cual es una adaptación más resumida que el procedimiento utilizado por los EEUU el cual puede ser encontrado en el portal de la USGS. Para efectos del proyecto se ha utilizado los valores límites de una geología marcada y adicionalmente solo se ha considerado los recursos por encima del nivel 2000 como Medidos e Indicados dejando los recursos por debajo del nivel 2000 como Inferidos. El gobierno peruano no tiene norma técnica para la evaluación de recursos de carbón.

El autor respalda el cálculo de los recursos de carbón siendo este cálculo conservador. La figura 11 y figura 12 muestra una vista isométrica del yacimiento

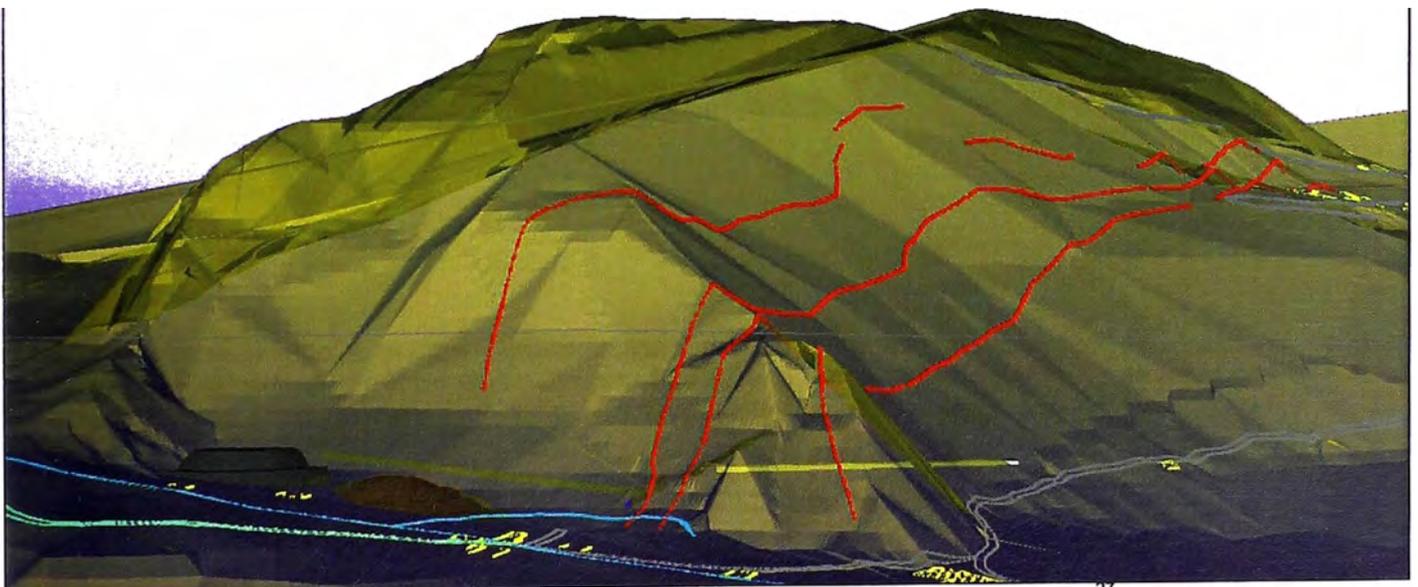


Figura 11: Vista Isométrica del Mapeo superficial y Túnel de Muestreo²⁷

²⁶ Información del Autor -Recursos Estimados.

²⁷ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

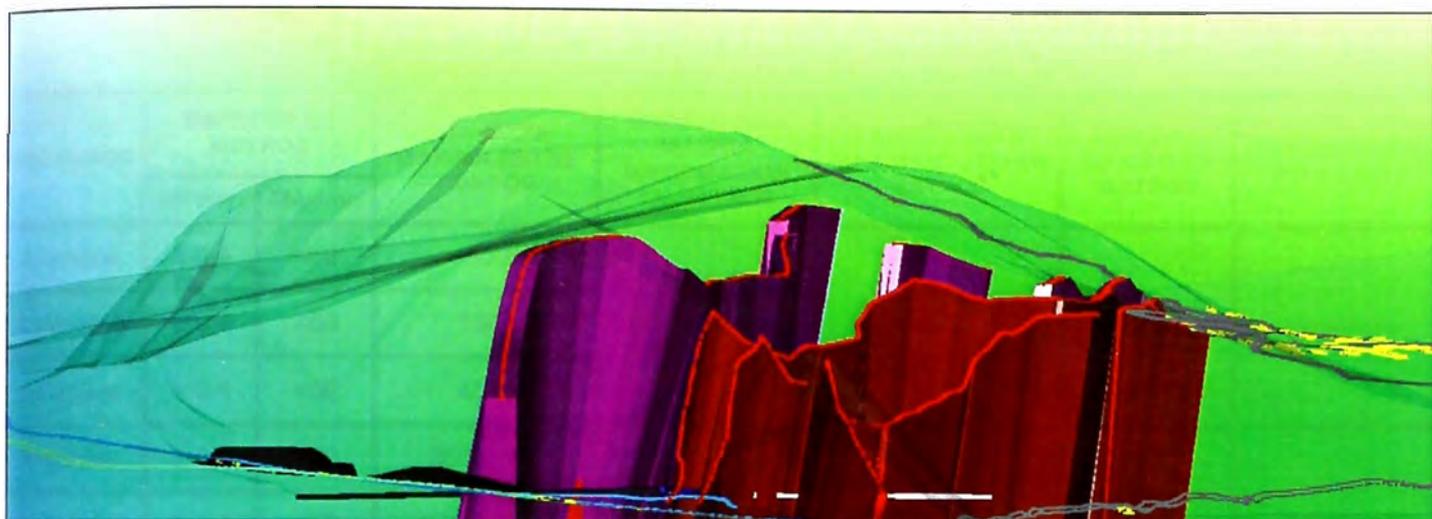


Figura 12: Vista Isométrica de los Mantos de Carbón²⁸

11.1 Metodología

Luego de determinar el área carbonífera, el espesor promedio del manto y la densidad del carbón, se procede al cálculo de recursos. La primera aproximación en cifras para un estudio conceptual se obtiene de la siguiente fórmula:

$$\frac{A \times E \times F}{\cos F} = T$$

Donde:

A = Área

E = Promedio Ponderado del ancho del Manto

D = Densidad de Carbón

F = Inclinación del Manto

T = Tonelaje

Cabe Indicar que debido a la casi perpendicularidad del manto con la horizontal, la superficie es una limitante a ser considerada dentro de la estimación del recurso mineral de carbón. Las fallas también son limitantes, para el caso de este estudio no se tiene fallas de Importancia que limiten la estimación de recursos.²⁹

²⁸ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

²⁹ Firma Muysquin Consultoría Ltda., 2005, Ecocarbón, Sistema de clasificación de recursos y reservas.

Tabla 8: Valores Límites para el cálculo de Recursos³⁰

| RECURSOS | ESPESOR EN METROS | | DISTANCIA MAXIMA ENTRE PUNTOS | PROFUNDIDA MAXIMA INFORMACION EN METROS | PROFUNDIDAD MAXIMA TAJEO EN METROS | DESNIVEL MAXIMO EN METROS | COMPLEJIDAD GEOLOGICA |
|-----------|-------------------|--------|-------------------------------|---|------------------------------------|---------------------------|-----------------------|
| | Mínimo | Máximo | | | | | |
| Medidos | ≥ 0,4 | <50 | 500 | 600 | 300 | 300 | Moderada |
| Indicados | ≥ 0,4 | <50 | 1500 | | | | |
| Inferidos | ≥ 0,4 | <50 | 4500 | | | | |
| Medidos | ≥ 0,4 | <50 | 300 a 500 | 600 | 300 | 300 | Marcada |
| Indicados | ≥ 0,4 | <50 | 900 a 1500 | | | | |
| Inferidos | ≥ 0,4 | <50 | 2700 a 4500 | | | | |
| Medidos | ≥ 0,4 | <50 | 300 | 600 | 300 | 300 | Intensa |
| Indicados | ≥ 0,4 | <50 | 900 | | | | |
| Inferidos | ≥ 0,4 | <50 | 2700 | | | | |

³⁰ Firma Muysquin Consultoría Ltda., 2005, Ecocarbón, Sistema de clasificación de recursos y reservas.

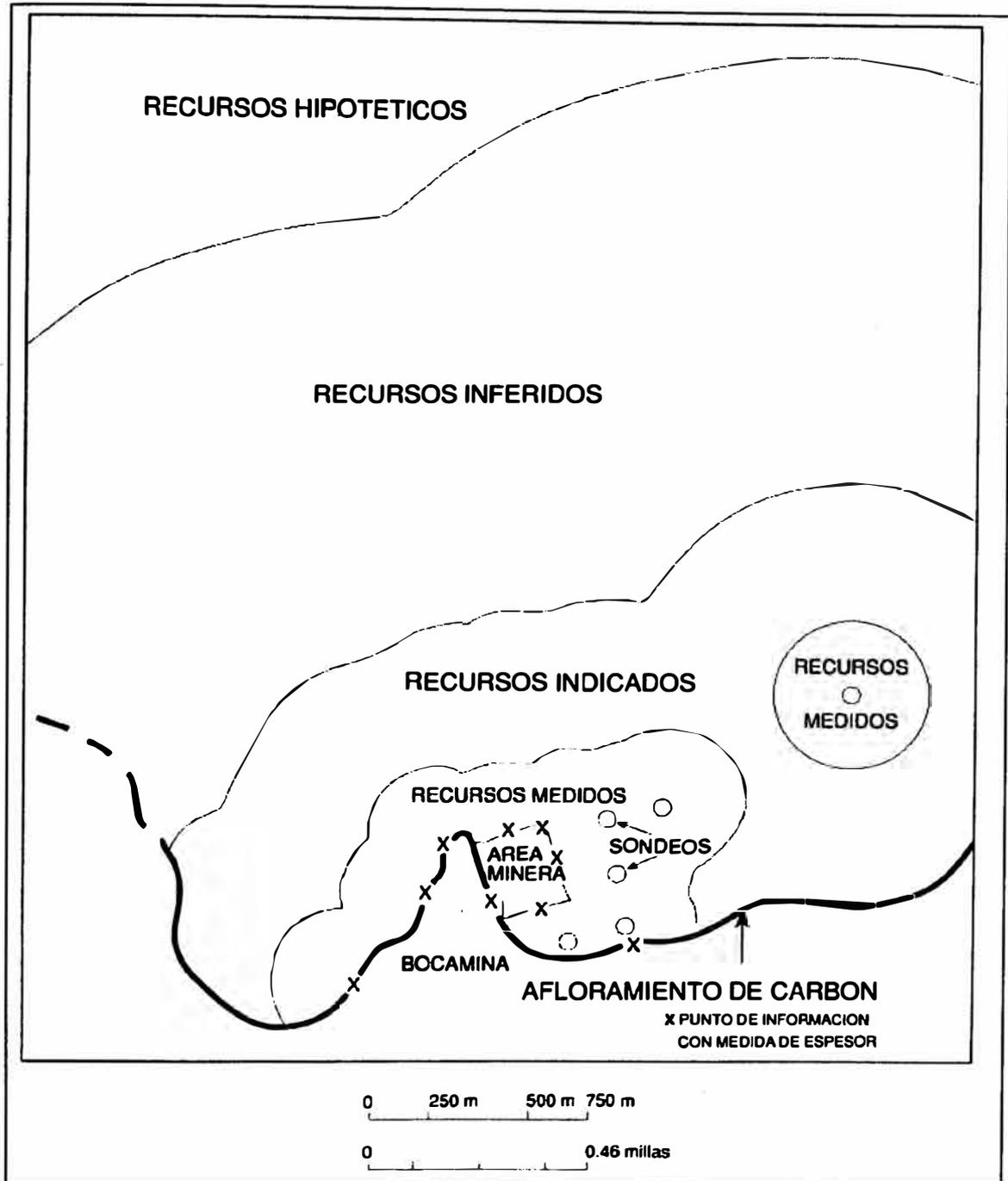


Figura 13: Áreas de Influencia de los datos provenientes de labores mineras y sondeos³¹

Definición de las áreas de confiabilidad de los recursos a partir de puntos de medición sobre el afloramiento, complementados por datos provenientes de una mina y sondeos.

³¹ Firma Muysquin Consultoría Ltda., 2005, Ecocarbón, Sistema de clasificación de recursos y reservas.

12.0 CÁLCULO DE RESERVAS

12.1 Reservas Proyecto Antracita

Se define una reserva mineral como "La parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado que demuestra al menos un estudio de viabilidad preliminar". Este estudio debe incluir información adecuada de extracción, procesamiento, factores metalúrgicos, económicos y de otro tipo que demuestren, en el momento de presentación de informes, que la extracción económica puede justificarse. Una reserva mineral incluye dilución y provisiones por pérdidas que puedan ocurrir al extraer el material".³²

Las Reservas para el Presente proyecto han sido calculado en 781 588 t de Carbón Antracita con un rango de poder calorífico entre 6500-7200 Kcal/Kg. (Ver tabla 9)

Tabla 9: Reservas Caso 2 – Caso Base³³

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|---------|----------------------|-----------------------------------|
| Manto 1 | Shrinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shrinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total | | 781 588 |

³² Golder Associates, 2012, Definiciones.

³³ Reservas utilizadas para realizar análisis económico y análisis financiero.

12.2 Metodología

La Metodología Empleada ha sido tomada se muestra en la figura 14:

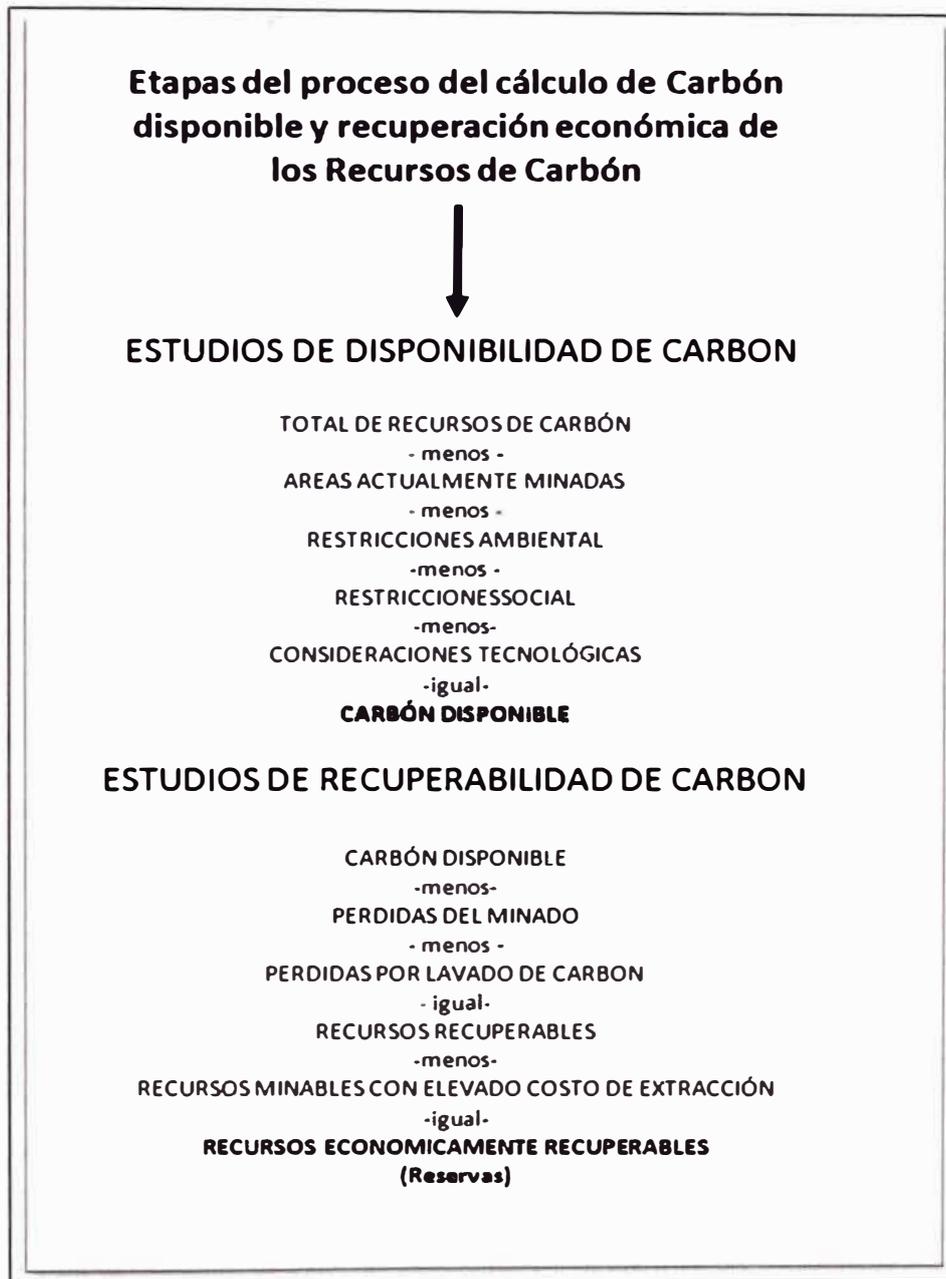


Figura 14: Diagrama de flujo que muestra los factores a tener en cuenta para el cálculo de recursos económicos recuperables de carbón (RESERVAS)³⁴

³⁴ Coal Fields Geology Council of New South Wales and Queensland Mining Council (2003). Australian Guidelines for the estimating and reporting of inventory coal, coal resources and coal reserves.

12.3 Consideraciones

Para el cálculo de las reservas se ha tenido en consideración una densidad para antracita de 1.47 g/cc y para el desmante una densidad de 2.1 g/cc, además, se ha asumido un ancho constante y calidad de carbón de todo el yacimiento por encima de la ley de corte para el cálculo de dimensionamiento de los tajeos en Interior Mina. Los Recursos Medidos e Indicados se encuentran en un proporción 1:1 y han sido sumadas para facilitar el cálculo.

Para el proceso de transición de recursos minerales a Reservas se ha tenido en consideración:

- Solo los Recursos Medidos podrán ser Reservas Probadas;
- Solo los Recursos Indicados podrán ser Reservas Probables;
- Los Recursos Inferidos, no ingresan al proceso de cálculo;
- Se ha descontado a los Recursos Minerales la pérdida por utilización de determinado método de Explotación;
- Se ha agregado dilución Teórica;
- Se ha restado perdidas por manipuleo, uso y lavado de Carbón.

La tabla 10 muestra las consideraciones tomadas por método de Explotación (Costos referenciales) claves para la estimación de reservas.

En la Tabla 11 muestra los recursos minables (sin dilución) si en cada manto se emplease el método indicado.

12.4 Métodos Empleados en el cálculo

Los métodos que podrían ser aplicados para este tipo de yacimientos según el autor son:

- Shrinkage;
- Longwall;
- Camaras y Pilares;
- Corte y Relleno;
- Tajeo por Subniveles.

Los métodos tendrán variaciones para adecuarse a la particularidad del Yacimiento.

Observaciones del Cálculo

Los métodos empleados serán por Minado Subterráneo;

En el caso del Shrinkage puede ser aplicado para los mantos M1 y M2;

- El método de minado Longwall que se utiliza ampliamente en el minado de carbón, se ha indicado como no viable debido a la forma del yacimiento y al elevado Capex, puesto que es utilizado para mantos casi horizontales y tasa de producción elevada.
- El método de Cámaras y Pilares puede ser empleado con variaciones adecuadas al yacimiento en lo mantos M1, M2 y M3.
- El método de Corte y Relleno puede ser empleado por los mantos M1, M2 y M3, sin embargo, no cumple la restricción del cut-off lo cual hace inviable su extracción para cálculos en este estudio preliminar. Se ha considerado un elevado costo puesto que se tendrían que crear tajeos de relleno detrítico, sin embargo no se descarta su utilización para algunas zonas o para estudios futuros debido a su adaptabilidad para este tipo de yacimientos.
- El método de Long hole o Tajeo por Subniveles puede ser empleado para el manto M3 debido a su potencia, sin embargo, hay que señalar que dicho método generará subsidencia por lo cual el manto

3 deberá ser minado luego del minado del manto M1 y M2 para cumplir con la Recuperación indicada.

- El Manto M4 no ha sido considerado en el Cálculo debido a su espesor y ha sido considerado no Económico para ningún tipo de Explotación.

Tabla 10: Consideraciones del método de Minado

| Actividad/método de minado | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|----------------------------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| Costo Operacional | 35.59 | 21.06 | 30.38 | 58.77 | 35.74 |
| Recuperación: | 75-85% | 70-90% | 50-75% | 95%-100% | 80%-90% |
| Dilución | 0%-10% | 10%-20% | 5%-10% | 0%-5% | 0%-125% |

Tabla 11: Recursos Minables

| Manto | Recursos Minerales Recuperados por Método de Minado | | | | |
|--------|---|---------------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
| | 80% | 85% | 70% | 100% | 85% |
| M1 (t) | 155 077 | Capex Elevado | 116 308 | No Económico | |
| M2 (t) | 232 615 | Capex Elevado | 174 462 | No Económico | |
| M3 (t) | Presencia de Subsistencia | Capex Elevado | 426 462 | No Económico | 604 154 |
| M4 (t) | No Económico | | | | |

Tabla 12: Dilusión producida por el Minado

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|------------------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| Dilusión Asumida | 5% | 10% | 5% | 2% | 5% |
| M1 (t) | 10 338 | | 7 754 | | |
| M2 (t) | 15 508 | | 11 631 | | |
| M3 (t) | | | 28 431 | | 40 277 |
| M4 (t) | | | | | |

Tabla 13: Tonelaje de Mineral (Carbón Antracita + dilución)

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|--------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| M1 (t) | 155 077 | | 116 308 | | |
| M2 (t) | 232 615 | | 174 462 | | |
| M3 (t) | | | 426 462 | | 604 154 |
| M4 (t) | | | | | |

Tabla 14: Perdidas por Manipuleo, uso y Lavado del Carbón

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|-----------------|---|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| Perdida Asumida | 4%(del Mineral Extraido de Interior Mina) | | | | |
| M1 (t) | 6 203 | | 4 652 | | |
| M2 (t) | 9 305 | | 6 978 | | |
| M3 (t) | | | 17 085 | | 24 166 |
| M4 (t) | | | | | |

Tabla 15: Reservas Probadas+Probables por Método de Explotación Empleado

| Manto | Shrinkage | Longwall | Tajeo por Subniveles | Corte y Relleno | Hundimiento por Subniveles |
|--------|-----------|----------|----------------------|-----------------|----------------------------|
| M1 (t) | 148 874 | | 111 655 | | |
| M2 (t) | 223 311 | | 167 483 | | |
| M3 (t) | | | 409 403 | | 579 988 |
| M4 (t) | | | | | |

Los resultados arrojan 3 escenarios con los cuales se realizó un Análisis Económico, para efectos de cálculo del VAN y TIR.

Tabla 16: Reservas Caso 1

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|--------------|------------------------|--|
| M1 | Shrinkage | 148 874 |
| M2 | Tajeo por Subniveles | 167 483 |
| M3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total | | 725 760 |

Tabla 17: Reservas Caso 2 – Caso Base

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|--------------|------------------------|--|
| Manto 1 | Shrinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shrinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Tajeo por Subniveles | 409 403 |
| Total | | 781 588 |

Tabla 18: Reservas Caso 3

| Manto | Método Empleado | Reservas Probadas + Probables (t) |
|--------------|-------------------------|--|
| Manto 1 | Shrinkage | 148 874 |
| Manto 2 | Shrinkage | 223 311 |
| Manto 3 | Hundimiento por Bloques | 579 988 |
| Total | | 952 172 |

13.0 MÉTODOS DE MINADO

13.1 Estudio Geomecánico Preliminar

Se ha elaborado un estudio geomecánico preliminar según rangos obtenido de minas con características similares, teniendo como inputs datos geotécnicos de las labores encontradas (labores abandonadas), esta información sirve de guía para la selección de métodos de minado y diseño de tajeos para el presente estudio conceptual.

En la definición de los tipos de sostenimientos para estabilizar el macizo rocoso se ha utilizado los siguientes factores: índice de calidad del macizo rocoso (RMR y Q), ancho del túnel (2.1 m x 2.4 m a 3.5 m x 3.5m) y la presencia de agua subterránea. La tabla 19 muestra una clasificación geomecánica preliminar para el laboreo minero.

Tabla 19: Clasificación Geomecánica Preliminar

| Tipo de Roca | Sistema Q | | Sostenimiento Recomendado | Sistema RMR | |
|------------------------------------|---|--|---|-------------|-------------------|
| | Índice | Calificación | Descripción | Índice | Calificación |
| I | > 5.6 | Regular - buena - muy buena - ext. Buena | Perno ocasional de 2 m de longitud y 2.5 cm de diámetro. | >60 | Muy Buena - Buena |
| II | 1.0 - 5.6 | Regular - Mala | Perno sistemático de 2m de longitud y 2.5 cm de diámetro; espaciado cada 2.00 m. | 51-60 | Regular |
| | | | Malla en bóveda donde se requiera. | | |
| III | 0.3 - 1.0 | Muy mala | Perno sistemático de 2 m de longitud y 2.5 cm de diámetro; espaciado cada 1.5 m. | 41-50 | Regular |
| | | | Malla en bóveda donde se requiera. | | |
| | 0.1 - 0.3 | Muy mala | Perno sistemático de 2m de longitud y 2.5 cm de diámetro; espaciado cada 1.20 m. | 31-40 | Mala |
| Malla en bóveda donde se requiera. | Cuadro de madera o cimbra metálica espaciada cada 1.20 m. | | | | |
| IV | 0.02 - 0.1 | Extremadamente mala | Cimbras metálicas espaciadas cada 1.2 m y planchas corrugadas. Paraguas de varillas de 5.00 m de largo y espaciadas cada 0.30 m, en bóveda. | 21-30 | Mala |
| V | < 0.02 | Excepcionalmente mala | Cimbras metálicas espaciadas cada 0.8 m y planchas corrugadas. Paraguas de varillas de 5.00 m de largo y espaciadas cada 0.30 m, en bóveda. | <20 | Muy mala |

Consideraciones

Los métodos de Minado serán reevaluados, actualmente no se tiene una fuente confiable de los métodos de explotación en Carbón en el Perú, por lo cual el minado tendrá que ser adecuado según las condiciones del terreno al momento de su explotación.

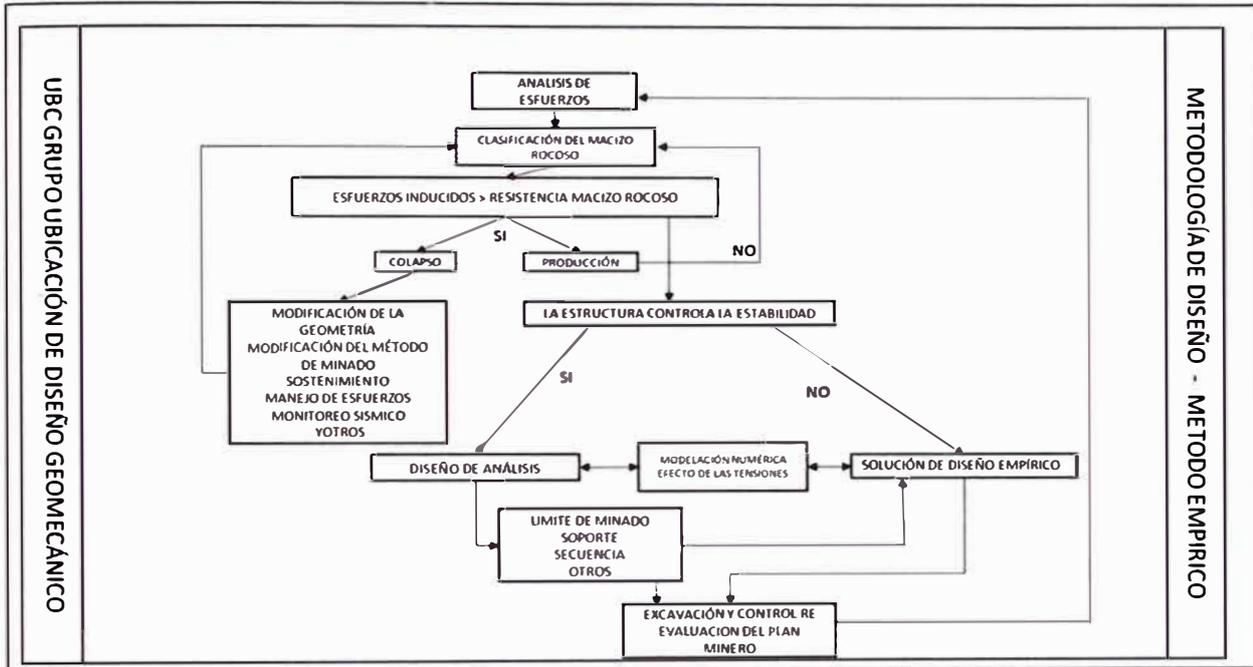


Figura 15: Consideraciones Método de Minado³⁵

³⁵ Apuntes Curso de Mecánica de Rocas II, 2009, Universidad Nacional de Ingeniería.

13.2 Estudio Hidrogeológico

Los principales criterios considerados para el diseño y planificación de un drenaje efectivo y el programa de drenaje de la mina subterránea son:

- Se considera el uso del túnel de exploración para iniciar la extracción de agua y despresurización antes de la fase de desarrollo de los niveles de acceso en niveles superiores.
- Los principales niveles de acceso se pueden utilizar como las principales arterias para el encaminamiento de todas las entradas de las aguas subterráneas para acceder a portales en la superficie.
- Infraestructura subterránea se utiliza para maximizar el drenaje por gravedad de todos los flujos de aguas subterráneas en el piso desagües o tuberías a lo largo de las rampas principales, los niveles de extracción, asociado subniveles, y en última instancia a los principales niveles de acceso y portales superficie.
- Minimizar el riesgo de las condiciones de trabajo inestables asociadas a las zonas de agua subterránea de alta presión de poros a través de la aplicación de la cobertura y el programa de agujero de la sonda durante el desarrollo previo de los niveles de acceso principales, y la posterior promoción de los principales rampas y los niveles de extracción durante las fases de producción de desarrollo de la mina subterránea.
- Dónde se encuentran altos flujos de agua subterránea relativos durante sonda y campañas de perforación de cobertura, especialmente en zonas altamente fracturadas o con fallo, lechada de presión puede ser implementado.
- Maximizar oportunidad para el control proactivo de los flujos de agua subterránea a través de la implementación del programa de taladro de drenaje sub-horizontal, apuntando fallas sub-verticales y fracturas, así como los niveles de acceso principales.
- Minimizar entrada directa de todos los escurrimientos de agua superficial a través de la desviación de los canales naturales de drenaje de los principales portales de acceso de la mina subterránea.
- Maximizar el control de toda el agua con el almacenamiento y sedimento en pozas de sedimentación.
- Las pruebas de laboratorio no indican acidez en las aguas, la roca es no generadora de aguas ácidas, sólo se utilizará pozas de sedimentación.

14.0 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

14.1.1 Metodología de la Selección del Método de Minado

La selección del método y diseño de minado depende de diferentes factores como son:

- Geometría del depósito: forma, tamaño, buzamiento, ubicación con respecto a la superficie y ancho.
- Características geométricas del depósito mineral y las paredes, además de la historia tectónica del depósito (litología, fallamiento, sistema estructural y orientaciones preferenciales de las estructuras).
- La distribución espacial de la mineralización, identificación de los sectores más elevado y bajo contenido de poder calorífico .
- Ritmo de producción deseado.

En la minería de carbón generalmente los mantos se presentan horizontales o subhorizontales, por lo que existe poca experiencia en el minado de alta productividad en mantos con buzamiento elevado, salvo algunos casos de minas en Corea del Sur. Por esa razón, las alternativas de explotación que se han propuesto se basan en la experiencia de la minería metálica, para lo cual se proponen dos alternativas, ambas con sostenimiento con pernos de roca y madera. La diferencia entre las alternativas propuestas es en que una es realizada en forma ascendente con almacenamiento dinámico y el segundo que es explotación descendente extrayéndose todo el mineral conforme se avanza la explotación, en los siguientes se hace una explicación de cada una de las alternativas.

La extracción de mineral en ambos casos se realiza mediante niveles excavados en la caja piso a través de ventanas que cortan al manto por los cuales se realiza extracción del carbón con scooptrams que cargan a volquetes y estos los transportan hasta la planta de selección. El diseño de las dos alternativas de explotación, consisten en preparar bloques de 30 m de longitud horizontal por 35 m de altura entre niveles que serán explotados de acuerdo al avance de las labores de preparación descritas más adelante. La secuencia de minado de los bloques será en forma descendente.

Debido a las características espaciales del depósito con respecto al buzamiento y el ancho de los mantos, además de buscar un método de bajo costo que permita su mecanización, se obtuvieron 2 métodos para la explotación del yacimiento.

- "Tajeo por Subniveles" (longitudinal) para mantos de potencia de 3 m a 10 m con tipo de roca I, tipo de roca II y tipo de roca III.
- "Shrinkage" (longitudinal) para mantos de potencia de 1 m a 4 m con tipo de roca I, tipo de roca II y tipo de roca III.

Esta decisión es respaldada por los siguientes criterios:

- Los métodos de explotación descritos serán reevaluados en estudios posteriores de mayor detalle, lo cual significará que podrá variar en las dimensiones del tajeo o la aplicación de un método más eficiente. Para esta etapa de estudio los métodos descritos son la primera referencia que se utilizará para el minado del proyecto, su evaluación económica y su desarrollo.
- Se realizará tajeos de pruebas al realizar las exploraciones para corroborar los métodos mencionados.

- De las visitas a minas informales cercanas a las zonas, se ha podido observar el comportamiento de las cajas respecto a grandes vacíos dejados por el minado artesanal de carbón (minado sin sostenimiento y falta de técnica) y el comportamiento del macizo rocoso y los mantos de carbón.
- El carbón antracita es la última fase de los "carbones de roca", las altas presiones y temperaturas que ha tenido para su formación hacen que sus cajas sean competentes, estando en casi su totalidad (85% de lo analizado) en roca de tipo I y tipo II.

14.1.2 Métodos de Minado 12

Tajeo por Subniveles

- El método de tajeo por subniveles, es aplicado generalmente a yacimientos tabulares, en vertical o sub-verticales. Generalmente para mantos mayores a 4m y calidad de roca tipo I y roca tipo II. Es deseable que las cajas sean regulares.
- La dilución aproximadamente del método es 15%, con una recuperación promedio de 85%.
- El principio del tajeo por subniveles en la minería subterránea es excavar el mineral en tajeos verticales, generalmente largos, los tajeos se minan en dirección vertical.
- El mineral extraído es recolectado en trincheras localizadas en la base del tajeo, de donde es extraído en diferentes modalidades. La expresión "Sub niveles" se refiere a las galerías o subniveles por donde se inicia la extracción inicial y desarrollo de la operación.
- El desarrollo del nivel base o nivel de producción consiste en ventanas de carguío y acarreo y el túnel principal por donde se extraerá el carbón.
- Ventanas de recolección de mineral es una galería perpendicular al largo de la base del tajeo - actualmente la modalidad preferida - el desarrollo previo de la galería del cual la ventana es excavada es requerida.
- Galerías de perforación o sub niveles excavados en intervalos regulares de acuerdo a las diferentes configuraciones en concordancia con la geometría del manto.
- Una chimenea de acceso en los sub niveles de perforación, es localizado en la parte posterior del tajeo.

Variante del Sub Level Stopping para el presente estudio

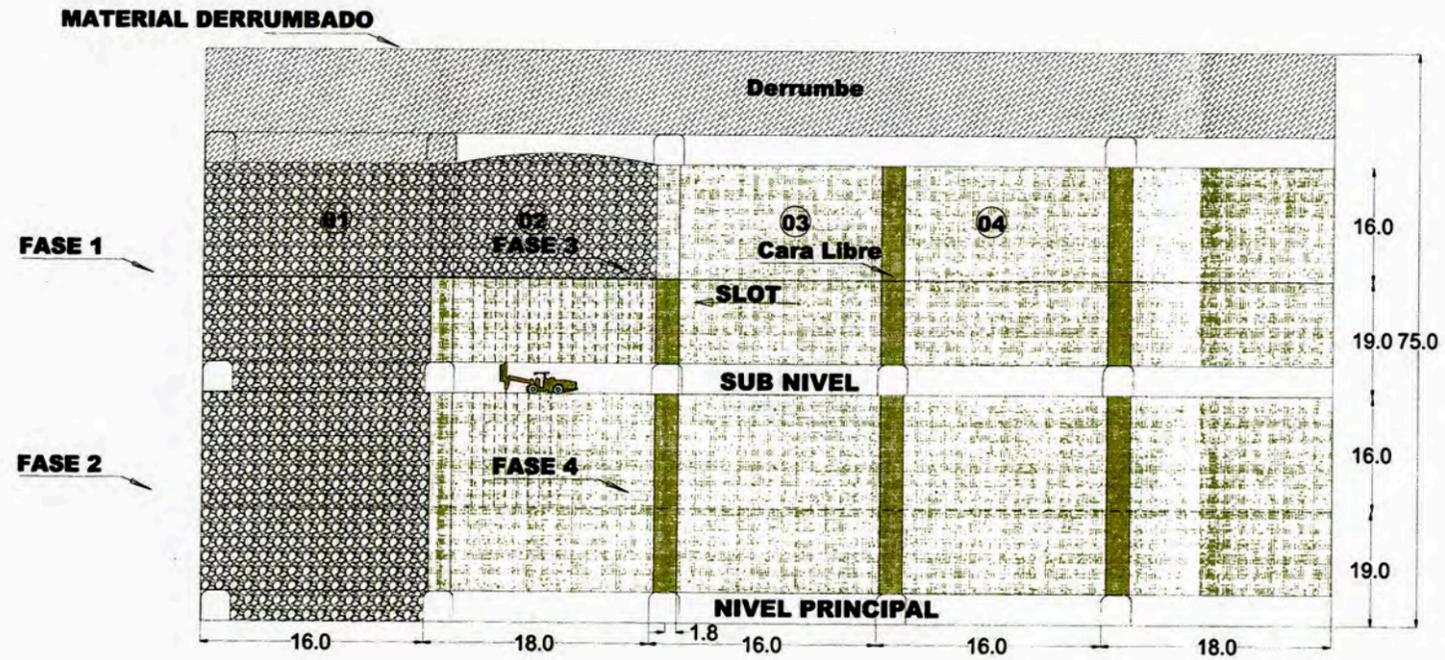
- El mineral extraído es directamente cargado a través de las ventanas o draw points en las bases del tajeo, el material luego será cargado a locomotoras para ser extraído en las galerías principales.
- El mineral será extraído con equipos LHD de 1.5 yd³ y hacia carros mineros jalados por locomotora de 1.5 t.
- El mineral será trasladado de niveles superiores hacia los niveles principales a través de chimeneas de mineral principales.
- Para efectos del minado del Manto 3, de una potencia promedio de 5.5 m; se tiene las siguientes especificaciones técnicas:
- Los tajeos son de 50 metros de largo y 35 metros de altura. El método se realiza siguiendo la dirección de la sección Longitudinal del manto. (Ver figura 16)
- Desde el nivel principal iniciamos los cruceros en dirección 120° a la veta. Al llegar al manto avanzamos con los subniveles en dirección del manto (siguiendo el manto). Se preparan tres

tajeos de 16 m , 18 m y 16 m cada uno. La distancia entre los subniveles es de 35 metros desde el piso del Subnivel inferior hasta el piso del subnivel superior. Cada tajeo tiene una secuencia de minado.

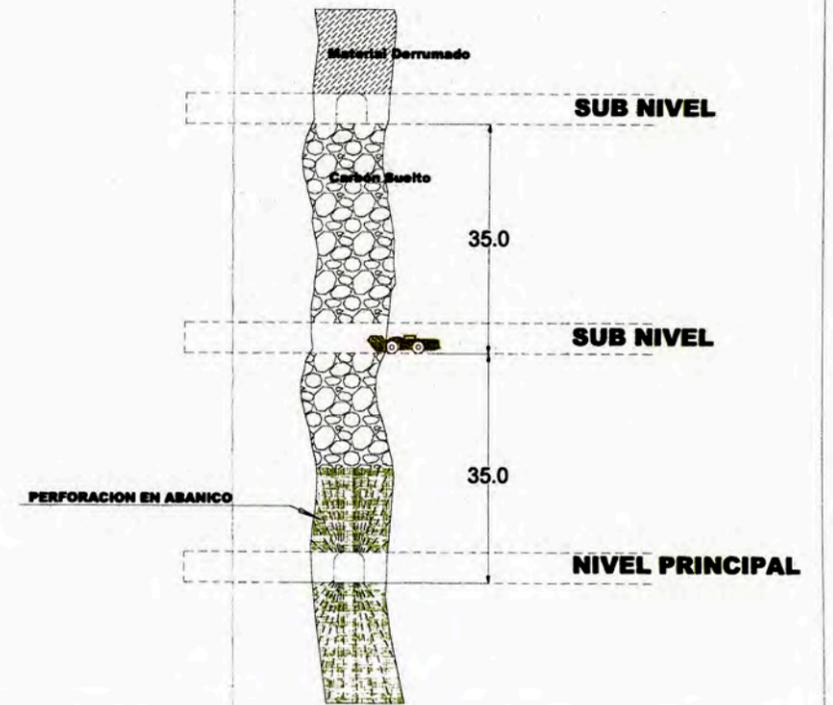
- Para explotar el primer tajeo (El más lejano con respecto al crucero desde donde ingresamos al manto). Se prepara un Slot de 1.8 metros de diámetro que comunica los dos subniveles. Se procede, luego, con la perforación utilizando un Simba. La perforación es en abanico tal como se indica en el grafico, ya sea desde un nivel inferior a uno superior o viceversa.
- En cada tajeo dejamos un Escudo de 3 metros de ancho. El escudo que dejamos para soporte será recuperado posteriormente. El retiro del material disparado (Mineral) se efectúa con Scoops hacia el ore Pass.
- Una vez que se ha minado el primer tajeo se procede a minar el segundo tajeo siguiendo el mismo procedimiento y en retirada. Cada crucero nos sirve para explotar dos tajeos.

Metodo de Minado de ancho (p), 3m < p < 10m

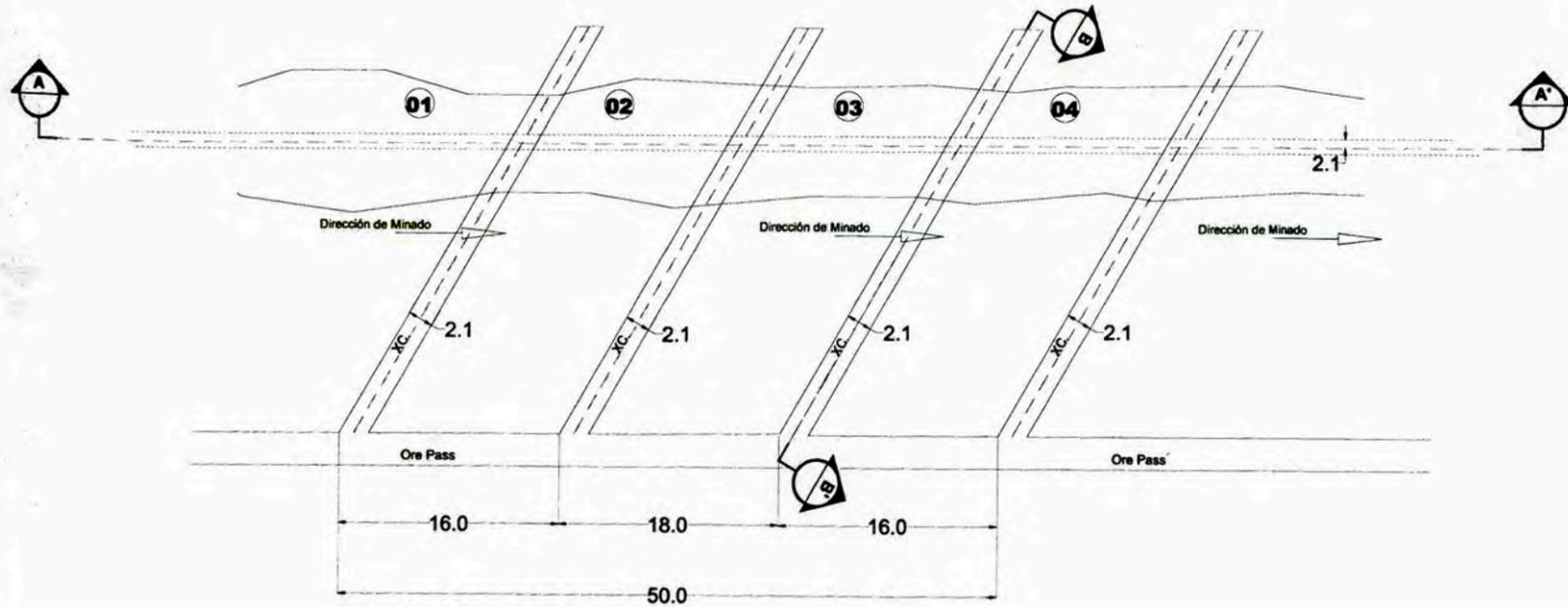
Vista en Sección A-A'



Vista en Sección B-B'



Vista en Planta C-C'



SIN_ESCALA

NOTAS:

1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTÁN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL.
2. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

| | | | | |
|--|--|------------------|-------------------|-------------------|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA | | | |
| | TÍTULO | | | |
| | DISEÑO DE TAJEO DE EXPLOTACIÓN-SUB LEVEL STOPING | | | |
| | DISEÑO: ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS | ESCALA: INDICADA | FECHA: MARZO 2014 | CAD: Diseño 1.dwg |

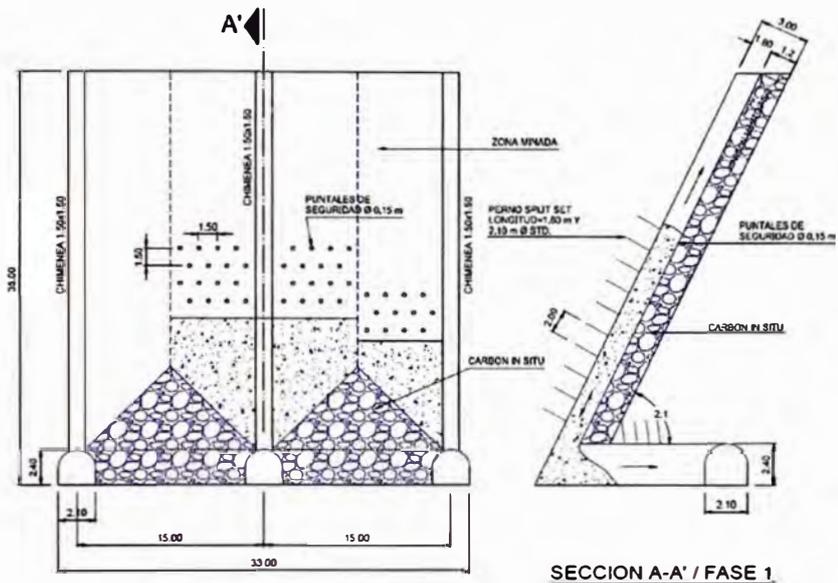
Shrinkage

- En el método de minado Shrinkage, conocido también como de almacenamiento provisional, consiste en tajar los mantos de carbón en tajeos desde los subniveles inferiores hacia los superiores.
- El shrinkage es utilizado en mantos con elevado buzamiento, donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte las rocas encajonantes y el techo del tajeo.
- El mineral disparado es utilizado como plataforma de trabajo, además, es soporte de las rocas encajonantes del tajeo.
- El corte del mineral incrementa el volumen en un rango que va de 30% a 40%. Solo se dispone de 30% a 40% de mineral fragmentado en forma inmediata.
- Un 60% de mineral queda en el tajeo hasta que esté completamente desarrollado.
- El método restringe una operación a una mediana escala.
- Una vez construido los tajeos, el minado se hace continuo debido al almacenamiento de mineral en el tajeo.
- Si la roca encajonante es de buena calidad, el tajeo puede quedar vacío, no necesita relleno.
- Al momento de extraer el mineral por las chimeneas del nivel principal, se debe de aplicar voladura secundaria si es necesario
- No es flexible, no se puede cambiar a otro método una vez definido el tajeo.
- Mano de Obra Intensiva, requiere mayor control de la supervisión en las operaciones.

Variante del Shrinkage para el presente estudio

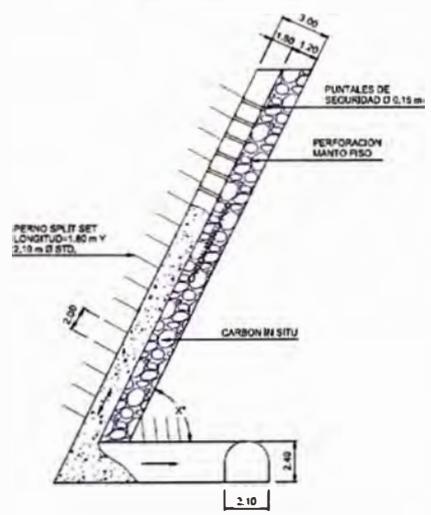
- Los tajeos son de 50 metros de largo y 35 metros de altura. El método se realiza siguiendo la dirección de la sección Longitudinal del manto.(Ver figura 3.5 y figura 3.6)
- El método consiste en dividir la potencia del manto en dos partes, una al techo de 1.8 m de potencia la cual se explotará en forma ascendente con el método de Almacenamiento Provisional hasta alcanzar el nivel superior extrayendo solamente el mineral generado por el esponjamiento del carbón estimado en 40% del material quebrado.
- Se construye un sub-nivel en toda la longitud inferior del block, dejando un puente de 6 m. (Esta distancia podrá reajustarse con el comportamiento del terreno durante los primeros tajeos), protegiendo el techo ante posibles derrumbes, se procede a perforar hacia arriba con perforadoras stopper taladros de 8 pies y disparar en tramos que permitan sostener el nuevo techo del tajo.
- Durante el proceso de tajeado, que es en forma ascendente se instalarán pernos de anclaje en la caja techo y se protegerá el techo y paredes laterales de carbón con puntales en línea con plantilla y puntales guardacabeza con enrejado. Un vez concluido el tajeado con almacenamiento provisional y reforzado el techo, se procederá a extraer todo el carbón almacenado en el tajo, reforzando el sostenimiento de las cajas con puntales en línea que se instalaran conforme el mineral vaya bajando por la extracción en las ventanas, al mismo tiempo se ira perforando el mineral al piso de 2.2 m.
- Terminada la extracción del mineral almacenado e instalados los puntales en línea, se procederá a volar el mineral que queda al piso, los que son disparados en una sola vez con micro retardos debilitando con mayor densidad de carga en los primeros taladros del piso que debe tener una cavidad o subnivel para dar cara libre.

- El mineral roto quedará entre la caja techo que está con pernos y la caja piso que es semidura y permitirá el desprendimiento del carbón en el contacto con la pizarra y será extraída en el tonelaje requerido con ayuda de Scooptrams desde las Ventanas de acceso.
- Las chimeneas construidas servirán de echaderos al nivel inferior.
- Concluida la extracción del mineral del block tajeado y hundido, se procederá a rellenar con desmonte de los desarrollos de los niveles superiores y con material cuaternario de superficie.
- Una vez construido los niveles inferior y superior, las tres ventanas de acceso al block y las chimeneas externas del block, se procede a construir el sub nivel de arranque en el nivel superior del block de mineral. En el piso de las ventanas se construirá losas de concreto a todo el ancho del mineral de carbón con una altura de 50 cm y apoyados en las cajas techo y piso del manto.
- Se inicia la perforación en forma de bancos teniendo como cara libre las chimeneas, los bancos de 3 m de largo con 1.8 m de ancho y 2.19 de altura, se construirán pegadas a la caja techo.
- La perforación se realizará con perforadoras tipo jackhammer, con taladros de 8', inicialmente se estima una malla de perforación de 1 m x 1m, pero estas dimensiones serán definidas con la experiencia en el terreno.
- Se contará con dos frentes de perforación, cada uno con su propio equipo de perforación (1 máquina y 2 personas de operación), uno a cada lado de las chimeneas, por las que se botará el mineral hasta el nivel inferior, tratando de que la misma acción de la voladura proyecte el material hacia estas labores que servirán de echaderos.
- El disparo se realizará con cargas de dinamita de baja potencia y de preferencia con fanel de microretardos.
- Una vez disparados los bancos se procederá a sostener la labor con puntales en línea con plantillas que aseguren el carbón que queda en el piso para evitar derrumbes. Inicialmente se estima una densidad de puntales con mallas de 1.5 m x 1.5m las que también serán reajustadas en el terreno.
- Con la finalidad de mantener el acceso a las labores se reforzará sostenimiento para conservar caminos en los extremos y al centro del block. Terminada la secuencia de perforación de los bancos hasta el nivel inferior, se perforará el mineral del piso del manto con barrenos de 7' y con una malla inicial que será reajustada en el terreno de 1 m x 1 m.
- En la parte inferior del block se construye sub niveles para dar cara libre, disparando con mayor densidad de taladros hacia la cara libre.
- El disparo se realizará en una secuencia de abajo hacia arriba en un solo disparo que será controlado con fanel de micro retardos y cordón detonante.
- La extracción del mineral de carbón, se realizará por las ventanas que se encuentran en la parte inferior con Scooptrams de 1.5 yd³ que previamente se deberá rediseñar el cucharón por el bajo peso específico del carbón y a fin de aprovechar su total potencia.

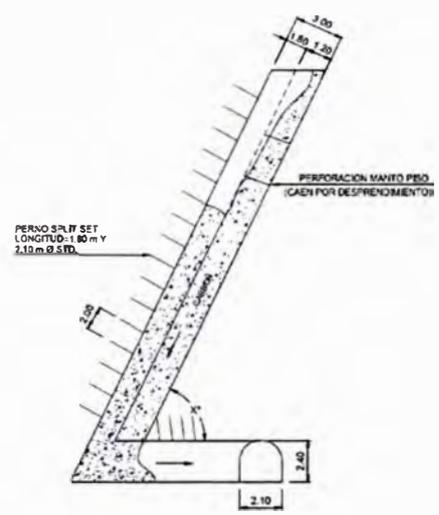


SECCION A-A' / FASE 1

MODULO TÍPICO



SECCION A-A' / FASE 2



SECCION A-A' / FASE 3

NOTAS:

1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTÁN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL
2. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

ESCALA = 1:500

| | |
|---------------------------------|---|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA |
| | TÍTULO DISEÑO DE TAJEO DE EXPLOTACIÓN - SHRINKAGE |
| DISEÑO: ANIBAL RABIRO MEZA LUIS | ESCALA: INDICADA |
| FECHA: MARZO 2014 | CAD: D3xfo 2.dwg |

Figura 17: Metodo de Minado - Shrinkage

14.1.3 Desarrollo, Preparación e Infraestructura de Mina

Criterios de Diseño

Para el presente estudio se ha considerado lo siguiente:

- 35 m Pilar de Corona para prevenir Subsistencia.
- El desarrollo de Mina empieza en el Nivel 2100 m.s.n.m. hacia arriba.
- Se ha cortado el yacimiento en bloques de 50 metros de largo por 35 metros de alto, lo cual denominaremos "stopes minables".
- El desarrollo de mina que se incluirá en el CAPEX será desarrollado en estéril.
- El depósito de desmote tiene capacidad de 8 000 m³, sin embargo, se tratará de utilizar este desmote como relleno.
- El desarrollo de los niveles principales, ore pass principales, se ha elaborado teniendo en cuenta la dimensión de los tajeos.
- Se construirá refugios para el fin de resguardar al personal por peligro de Explosión
- Se construirá refugios separados 100 metros uno del otro para el personal en caso de derrumbe de Mina.
- Se tendrá un sistema de control de incendios y gases a lo largo de los desarrollos de Mina.
- Se tendrá un sistema de línea de vida , el cual consiste en una tubería de 11/2 a lo largo de la mina para ingresar aire fresco y alimentos en caso de derrumbe.
- Los Niveles principales están separados 70 metros desde la cota del piso del nivel inferior a la cota del piso del nivel superior inmediato. Las figuras 19 y 20 muestran una vista isométrica del yacimiento , y los desarrollos necesarios para su explotación.

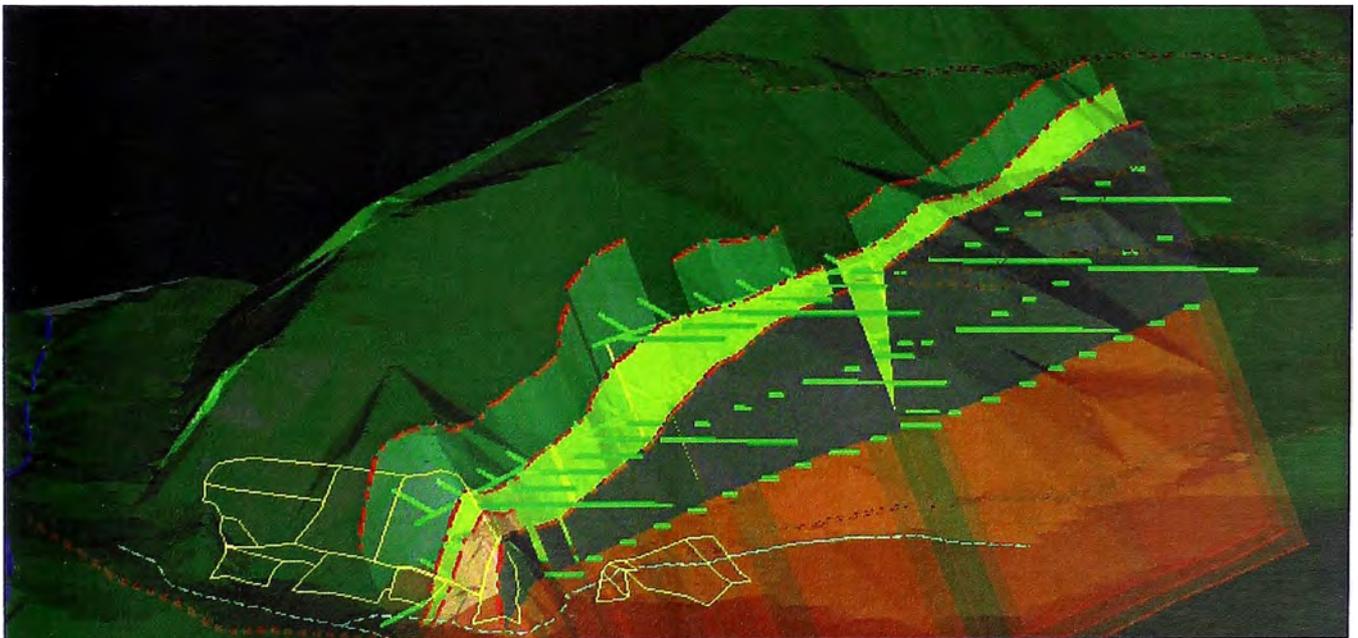
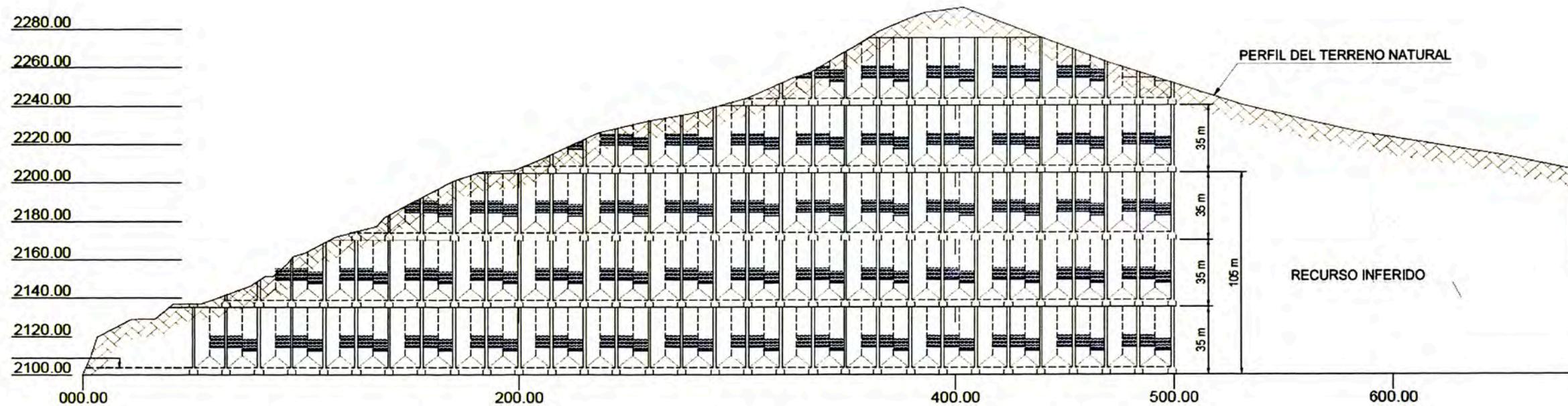
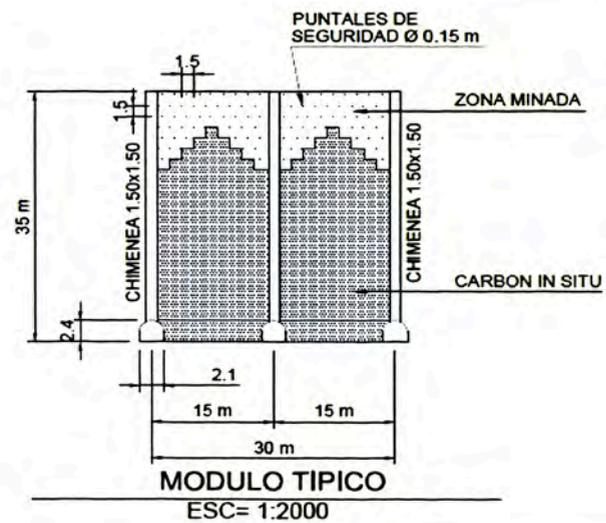


Figura 19: Vista Isométrica -Desarrollos y traza de Mantos³⁶

³⁶ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.



ESC= 1:2000



ESCALA = 1:2000

NOTAS:

1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTAN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL.
2. LAS ELEVACIONES ESTÁN REFERIDAS A ALTURAS ORTOMÉTRICAS (msnm).
3. LA CUADRICULA ESTÁ REFERIDA AL DATUM WGS 84, SISTEMA DE COORDENADAS UTM, ZONA 17S.
4. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

| | | | | |
|---------------------------------|--|-------------------|-------------------|--|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA | | | |
| | TÍTULO MÉTODO DE MINADO - PERFIL LONGITUDINAL | | | |
| DISEÑO: ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS | ESCALA: INDICADA | FECHA: MARZO 2014 | CAD: Diseño 3.0mg | |

Figura 18: Método de Minado - Perfil Longitudinal

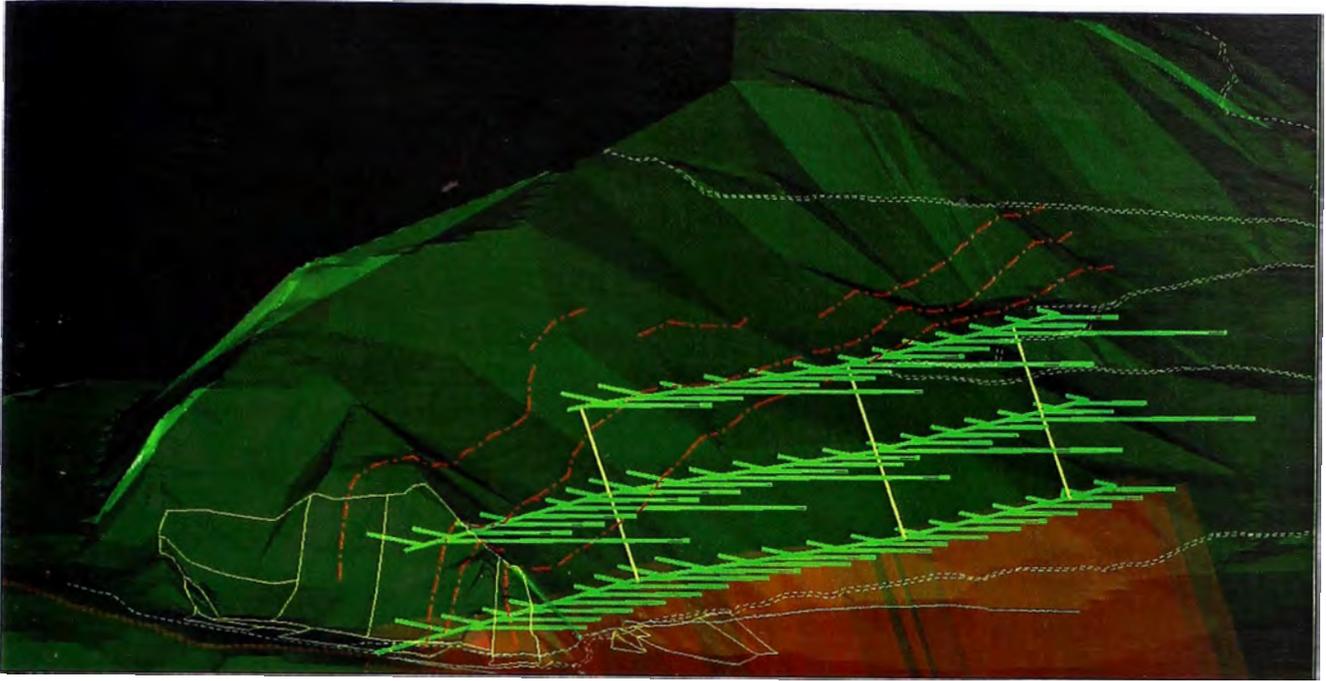


Figura 20: Vista Isométrica - Desarrollos ³⁷

³⁷ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

14.1.4 Diseño de Mina Subterránea

- Debido a la geometría y la distribución espacial del yacimiento de carbón y con el fin de mantener los niveles de extracción fijos que permita una reducción de los costos de preparación, la mejora de la recuperación del yacimiento y la reducción de la dilución, para los mantos más amplios. Se ha elegido un diseño que contempla túneles principales con cruceros que interceptan a los mantos transversalmente.
- El nivel de extracción principal se encuentra a una elevación de 2100 msnm, de la que se desarrollara niveles arriba para panelear el yacimiento y poder recolectar valores más cercanos para su planeamiento a corto plazo en la etapa de producción (geomecánico, geológico y muestreo de carbón) el cual permita su extracción continua (Concepto de Minería Continua).
- Se prevé minar el carbón de arriba hacia abajo y en retirada para evitar que las labores desarrolladas sufran los efectos de la subsidencia del minado.
- Ha de considerarse debido al tipo de minería que se empleará todos los requerimientos de seguridad como cámaras de rescate, bunkers en caso de explosión y refugios en caso de derrumbe. Así como un sistema de detección y control de gases; además, de un sistema de línea de vida a lo largo de los principales desarrollos.

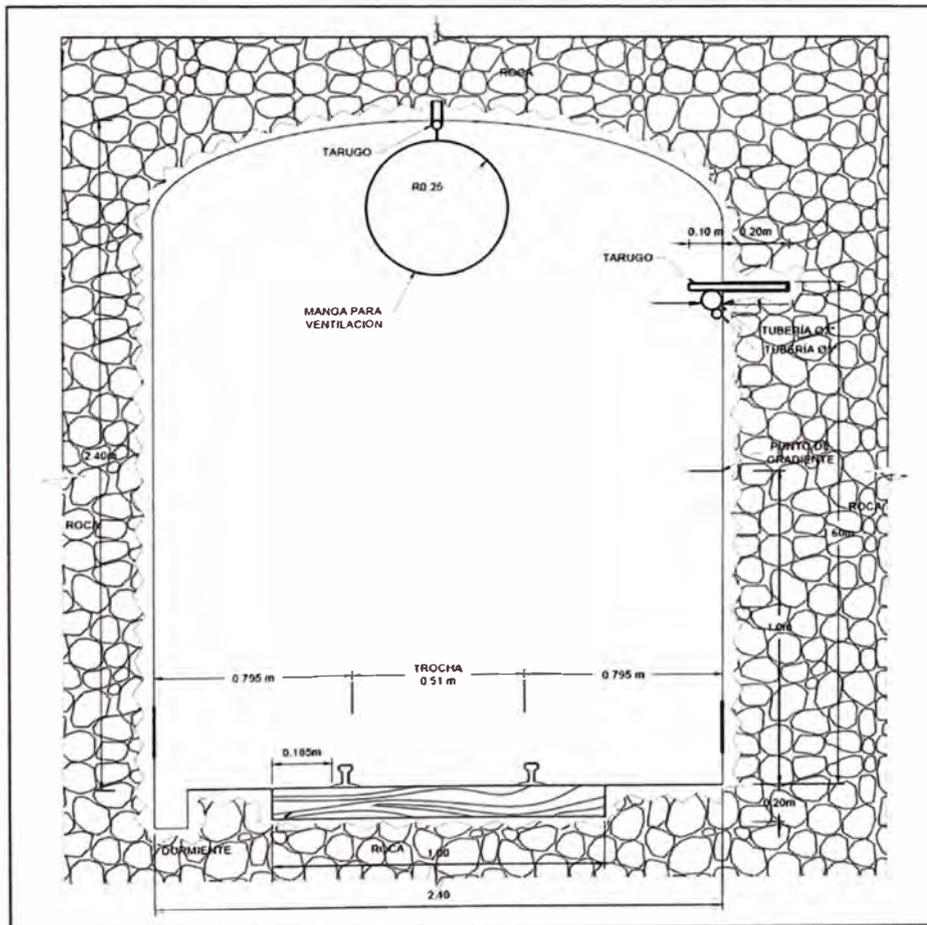


Figura 21: Detalle de Sección 2.1m x 2.4m³⁸

³⁸ Información del Autor.

14.1.5 Disposición del desmorte

- El diseño considera un ángulo de talud de 30°, una altura de 6 metros de talud, un ancho de berma de 7 m. La cota del Depósito de desmorte inicia en la cota 2115 hasta la cota 2127 estando compuesto de 2 bancos. El ángulo final del talud será de 23° y se colocará un taco de 2 x 1.5 metros al pie del talud con material grueso.
- El diseño del Depósito contempla un diseño para 8000 m3 .
- El área perturbada debido a la construcción del depósito de desmorte Chuquizongo es de 1900 m2.
- El desmorte producto del avance de las galerías de exploración será extraído con carros mineros y/o equipos LHD y se trasladará desde la bocamina con un volquete de 10m3 hacia el Depósito y un cargador frontal de 3.5 yd3 conformará en el Depósito.

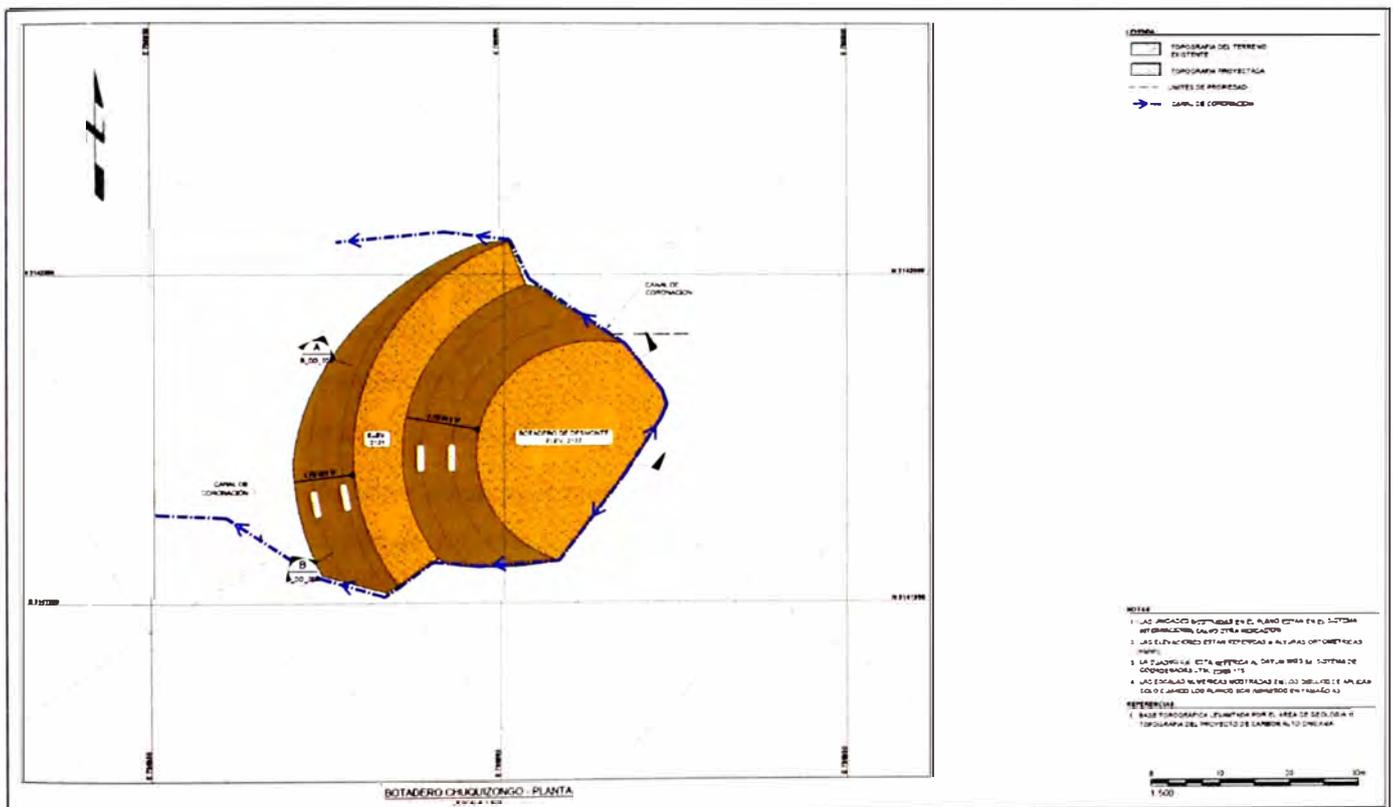


Figura 22: Diseño del Depósito de Desmorte ³⁹

³⁹ Información del Autor - Diseño del Depósito de Desmorte.

14.1.6 Dimensiones de los desarrollos mineros

Para el comienzo de la explotación de mina, se debe comenzar con la preparación y desarrollo de los principales desarrollos como son niveles principales, cruceros principales, ore pass principales e infraestructura.

Los desarrollos de mina considerados en el diseño incluyen:

- Niveles principales de desarrollo; con 0.2% de gradiente, sección de 2.1 m x 2.4 m.
- No se construirá Rampas.
- 2 metros de diámetro de chimeneas de ventilación.
- 1.8 metros de diámetro de los principales chimeneas de mineral.
- 1.8 metros de diámetro de los principales chimeneas de servicio.

La preparación de las labores mineras incluyen:

- Chimeneas de 3 compartimientos con sección de 2.1 m x 4.0 m. desarrollado en los mantos de carbón, elaborados con cuadros de madera.
- Subniveles de 0.2% de gradiente, sección de 2.1 m x 2.4 m.
- Ventanas de 0.2% de gradiente, sección de 2.1 m x 2.4 m.
- Galerías en carbón de 0% de gradiente, sección de 2.1 m x 2.4 m.
- 1.8 m chimenea de servicios
- 1.8 m chimenea de ventilación

La infraestructura en Interior Mina Incluye:

- Comedores dentro de Mina para cada nivel principal.
- Refugios cada 100 metros en los niveles principales, bunkers en caso de explosión, cámaras de rescate, cámaras de Vida.
- Infraestructura para escape en caso de derrumbe.
- Bunkers para albergar al personal en caso de detección de gas.
- Línea de vida para llevar aire a las cámaras de refugio.
- Polvorines en cada niveles.
- Almacenes.

14.1.7 Diseño Proyecto Antracita

Los siguientes diseños han sido considerados:

- 3 Niveles de Extracción de Mineral, Niveles 2100, 2170, 2240
- 2 subniveles de explotación por cada nivel principal(6 subniveles).
- Desarrollo de ventanas hacia los mantos cada 50 metros.
- Sistema de diseño de echaderos de Mineral/Desmonte principales para trasladar el material de los superiores al nivel principal..
- Para el presente estudio se tiene un total de 4 210 M de desarrollos, los cuales se muestran en la tabla 20:

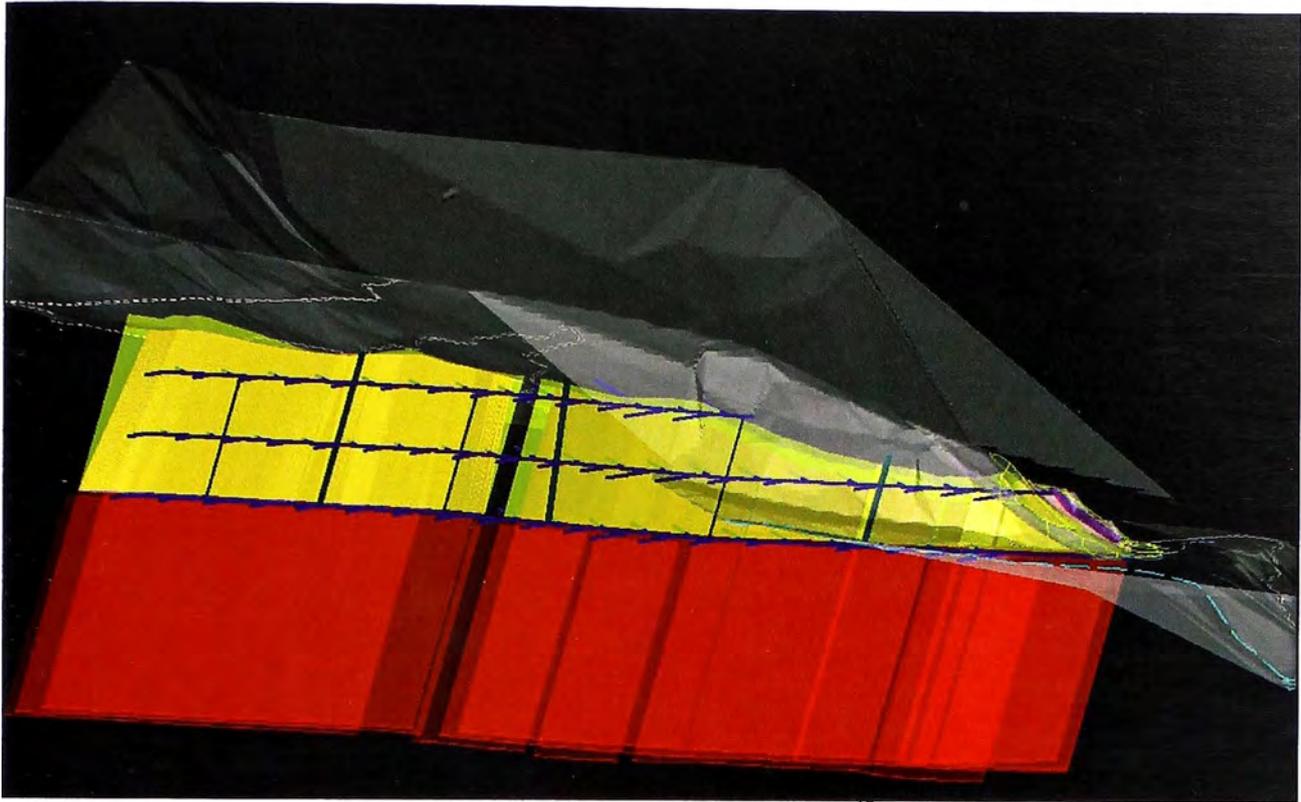


Figura 23: Diseño Proyecto Antracita⁴⁰

Tabla 20: Desarrollos contemplados en el CAPEX-Caso Base

| Desarrollos | Longitud (m) |
|--------------------------|--------------|
| Horizontal | 3 250 |
| Túneles de Ventilación | 400 |
| Ventanas | 1 350 |
| Túneles Principales | 1 500 |
| Vertical | 960 |
| Ore pass principal | 280 |
| Chimeneas de ventilación | 680 |
| Overall Total | 4 210 |

⁴⁰ Imagen obtenida por información elaborada en el software Minesigh.

14.2 Plan de Producción de Mina

14.2.1 Desarrollo de Mina

El desarrollo de Mina incluye un trabajo de desarrollo de 4 años para los trabajos principales, estos trabajos principales darán cabida a que el Empresa Minera Especializada realice sus propios trabajos en los subniveles de producción.

Tabla 21: Plan de Desarrollo de Mina-Caso Base

| | | Año | | | | | | | | | | | |
|------------------------------|-----------------------|-------------|--------------|--------------|--------------|--------------|------------|------------|------------|------------|-----------|---|---|
| | | Exploración | | Desarrollo | Operación | | | | | | | | |
| | | -1 | -2 | -3 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
| Labores Horizontales | | | | | | | | | | | | | |
| Nv 2100 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Túnel (m) | 1 077 | | | | 960 | 117 | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 2 160 | | | | | 843 | 320 | 320 | 320 | 320 | 37 | | |
| Subtotal (m) | 3 237 | | | | 960 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 37 | | |
| Nv 2170 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Túnel (m) | 977 | | 960 | 17 | | | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 2 775 | | | 943 | 320 | 320 | 320 | 320 | 320 | 232 | | | |
| Subtotal (m) | 3 752 | | 960 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 320 | 232 | | | |
| Nv 2240 | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | | | |
| Túnel (m) | 648 | 648 | | | | | | | | | | | |
| Cruceros (m) | 1 610 | 312 | 320 | 320 | 320 | 320 | 18 | | | | | | |
| Subtotal (m) | 2 258 | 960 | 320 | 320 | 320 | 320 | 18 | | | | | | |
| Total (m) | 9 247 | 960 | 1 280 | 1 280 | 1 600 | 1 600 | 658 | 640 | 640 | 552 | 37 | | |
| Labores Verticales | | | | | | | | | | | | | |
| Chimeneas Principales | Sección 6m x 2 m | | | | | | | | | | | | |
| CH1 | 110 | | | | 110 | | | | | | | | |
| CH2 | 167 | | | 167 | | | | | | | | | |
| CH3 | 184 | | | 184 | | | | | | | | | |
| Subtotal (m) | 461 | | | 351 | 110 | | | | | | | | |
| Ore Pass Principal | D= 1.8m | | | | | | | | | | | | |
| total (m) | 420 | | | 280 | 140 | | | | | | | | |

14.2.2 Plan de Producción

El plan de producción ha sido estimado en 80 000 t de carbón antracita por año para obtener luego de las pérdidas por manipuleo y lavado un total de 76 000 toneladas de carbón limpio para la venta. Se contempla trabajar 24 días por mes, 288 días por año, en 2 turnos de 8 horas cada uno.

La producción diaria se estima en 280 t/d con una producción mensual requerida de 6400 t para satisfacer la cifra de 80 000 t de carbón propuesto.

El plan de Producción considera 1 año de desarrollos y preparación de los tajeos antes de empezar la Producción.

Se ha considerado la explotación de los mantos en 3 fases de producción las cuales son:

- Fase 1: Del Nivel 2240 hacia arriba.
- Fase 2: Del nivel 2170 al 2240 .
- Fase 3: Del nivel 2100 al nivel 2170 .

La secuencia de minado se realizará en retirada avanzando una distancia de minado de 100 metros para los mantos M1 y M2 para luego empezar a minar el manto M3, siempre debe de haber 100 metros de diferencia de avance para evitar los efectos de subsidencia.

Tabla 22: Sumario del Plan de Producción para un carbón antracita de cut off de 6500 Kcal/Kg-Caso Base

| | |
|--|-------------|
| Cut off Grade (kcal/kg) | 6500 |
| Producción por mes | 6,700 |
| Producción por año | 80,000 |
| Reservas Probadas + Probables | 800 000 |
| Calidad de Carbón | |
| Años de vida de la Mina (años) | 10 |
| Producción de Carbón Limpio para venta | 76,000 |

14.2.3 Equipo Minero

Los equipos mineros han sido estimado con los parámetros de trabajo de 24 días por mes, 288 días por año, en 2 turnos de 8 horas cada uno.

14.2.4 Estimación de Mano de Obra

La estimación incluye un staff de la empresa trabajando en las operaciones de mina, mantenimiento, ingeniería y departamento de geología, y un Empresa Minera Especializada requerido para operar y mantener las perforaciones, voladuras, carguío, acarreo, ventilación y servicios auxiliares de mina

14.2.5 Staff

El Staff del personal encargado para la gestión del yacimiento se ha calculado en 8 personas.

Tabla 23: Personal de Mina

| Cargo | Personal |
|-------------------------|-----------------|
| Superintendente de Mina | 1 |
| Geólogos de Mina | 2 |
| Ingenieros de Mina | 1 |
| Encargado de Logística | 1 |
| Topógrafo | 1 |
| Relaciones Comunitarias | 1 |
| Secretaria | 1 |
| sub total | 8 |

Se ha calculado una cantidad de personal del Empresa Minera Especializada de 38 personas para las operaciones de Mina.

Tabla 24: Personal Empresa Minera Especializada

| | | | |
|---|----------------------------------|---|-----------|
| Administración | Administrador | | 1 |
| | Logística | | 1 |
| | Asistente Social | | 1 |
| Supervisión (Ings.) | Ing. Residente de Obra | | 1 |
| | Ing. Asist. Residente | | |
| | Ing. Jefe de Seguridad | | 1 |
| | Ing. Geomecánico | | 1 |
| | Ings. Jefes de Guardia (Foreman) | | 2 |
| TOTAL ADMINISTRACION Y SUPERVISION | | | 8 |
| Operación | Supervisión | Capataces Avances | 2 |
| | | Perforista Simba | 1 |
| | | Perforista | 2 |
| | | Ayudante Perforista | 2 |
| | | Operadores de Scooptram EJC-1.5 | 3 |
| | Extracción | Motorista | 1 |
| | | Ayudante Motorista | 1 |
| | Sostenimiento | Maestro Sostenimiento | 1 |
| | | Maestro Enmaderador | 3 |
| | | Ayudante Sostenimiento | 3 |
| | Servicios | Mantenimiento | |
| | | Mecánicos I | 1 |
| | | Electricistas | 1 |
| | | Soldadores Equipos Pesados | 1 |
| | | Ayudantes Mantenimiento | 1 |
| | | Carrilano | 1 |
| | | Ayudante Carrilano | 1 |
| | | Serv. Auxiliares | |
| | | Bodeguero | 1 |
| | | Operador Compresora-Generador-Vigilante | 1 |
| Topógrafo | | 1 | |
| Ayudante Topografía | 1 | | |
| Chofer | 1 | | |
| TOTAL PERSONAL OPERACIÓN | | | 30 |
| GRAN TOTAL PERSONAL | | | 38 |

Tabla 25: Personal de Mina

| | Personal |
|------------------------------|-----------------|
| Staff | 8 |
| Empresa Minera Especializada | 38 |
| TOTAL | 46 |

15.0 INFRAESTRUCTURA DEL PROYECTO

El proyecto Antracita es accesible por carretera. El proyecto desarrollará la infraestructura necesaria para apoyar el desarrollo de la mina y las operaciones, y el transporte de carbón de antracita al mercado. La ruta de acceso propuesta a la mina será la ruta 2 (Trujillo-Otuzco-Callanca-Huaranchal-Proyecto)

El carbón antracita será transportado 170 km hacia Trujillo para su posterior comercialización FOB en el Puerto de Salaverry o en los almacenes del Proyecto en la Ciudad.

La infraestructura de la mina en el lugar propuesto incluye un complejo de oficinas y campamento, almacenes, almacén de carbón en el sitio del Proyecto, instalaciones de mantenimiento.

16.0 CONTRATOS Y ESTUDIO DE MERCADO

16.1 Mercado

El carbón de antracita es el carbón de más alto rango de todos los carbones; como el carbón más transformado es el menos abundante, lo que representa menos del 2% de las reservas mundiales de carbón. El contenido de carbono de la antracita puede ser tan alta como 98%, mientras que los volátiles y las impurezas son bajos. Esto hace al carbón antracita una fuente de combustible de combustión limpia y sin humo. Como el carbón es un componente vital asociado a la producción de escoria de titanio y hierro en barras a partir de arenas minerales, ferrocromo, ferromanganeso y el carburo de silicio, la antracita está en alta demanda global. Se estima que, en 2015, el déficit de la oferta mundial será de 21,7 Mt ⁽⁴⁵⁾ (Fact sheet March 2012 - ZYL Limited)

El proyecto planea producir hasta 76 000 tpa de carbón con carbón fijo de 82%, un contenido de cenizas menor a 8% y un porcentaje de azufre menor al 0.8% para abastecimiento del mercado nacional.

16.2 Contrato

Actualmente, no hay un contrato propuesto para el nivel de producción. En mercados de exportación, el carbón es típicamente vendido bajo contratos anuales después que una producción comercial ha empezado.

El precio de la antracita en el mercado mundial de la antracita fluctúa entre 120 a 240 US\$ FOB, y está relacionado al contenido de carbón fijo, cenizas y contenido de azufre.

Para el presente estudio se ha asumido precios que van acorde a la creciente demanda de antracita.

La figura 24 muestra la correlación a futuro entre el precio del carbón y el precio de energía a nivel mundial, además de la demanda global de energía producida por Carbón.

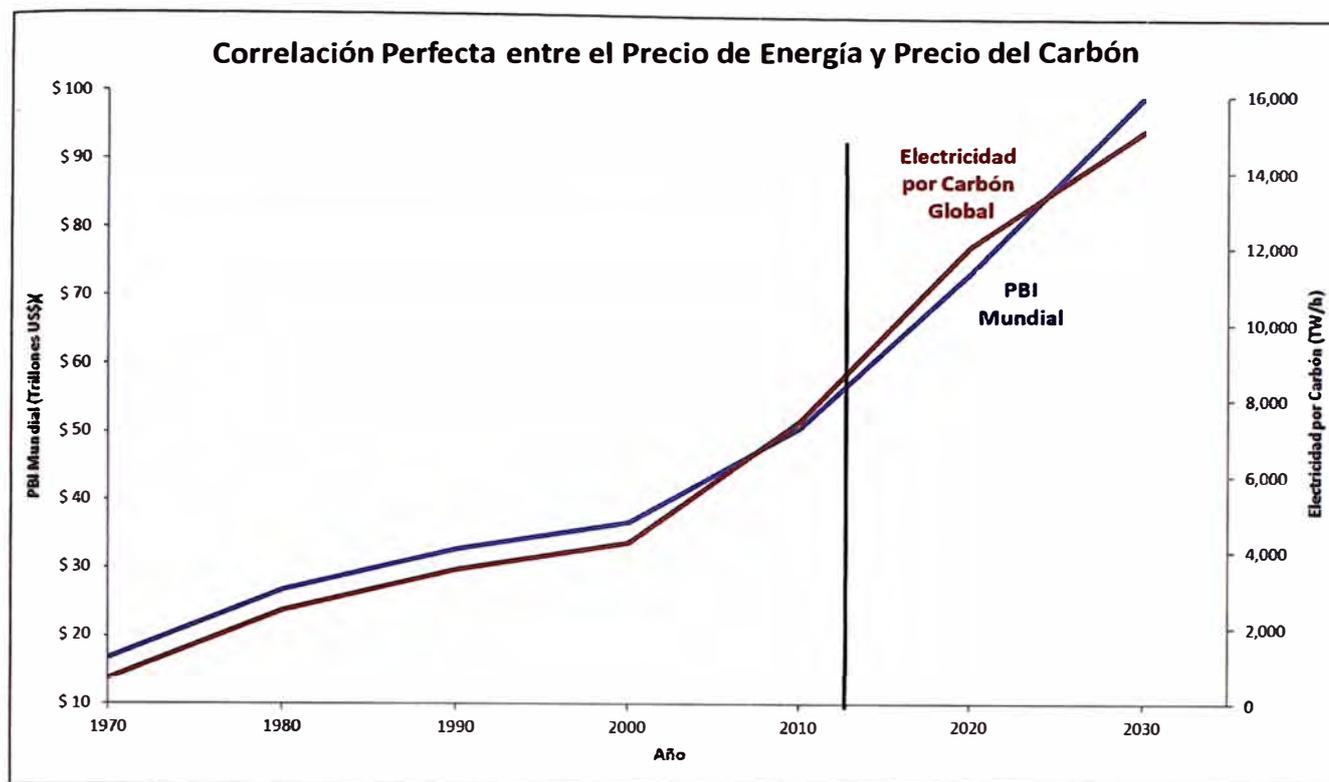


Figura 24: Correlación Precio de Energía & Carbón⁴¹

16.3 Precios Perú

Los depósitos más grandes de carbón están localizados en Alto Chicama en el Departamento de La Libertad. Otros depósitos conocidos ocurren en la Cuenca del Santa en la Región Marañón y mantos de carbón de Goyllarisquizga y Hatun Huasi en Cáceres en la Región central de Perú. En el 2011, las reservas recuperables de carbón han sido estimadas en 1 100 millones de toneladas métricas (1.1 Gt), y la producción registrada en el mismo año fue de 182 481 en comparación con los 120 952 t registradas en el 2010.

El consumo estimado de carbón fue más de 1.3 millones de toneladas métricas por año (1.3 Mt/yr) e importa cerca de 1.2 Mt/yr que es importado de Colombia⁴²

Actualmente Perú compra cerca a 1.2 Mt de Carbón Térmico a Colombia, los precios FOB Colombia se muestran en el siguiente gráfico, los precios FOB fluctúan entre 50.0 \$ - 160.0 \$, los precios mencionados son para carbón bituminoso de menor calidad a la antracita, sin embargo, se coloca el gráfico para fines referenciales. Además, hay que recalcar que el incremento de precio es directamente proporcional al volumen de producción y a la calidad de carbón, no existe un precio de mercado fijo o referencial en el Perú, la oferta y la demanda varía el precio considerablemente. Ver figura 25⁴³

⁴¹ Correlación Precio de Energía & Carbón

⁴² El consumo estimado de carbón fue más de 1.3 millones de toneladas métricas por año (1.3 Mt/yr) e importa cerca de 1.2 Mt/yr que es importado de Colombia

⁴³ SOCIETY FOR MINING, METALLURGY & EXPLORATION (2013). <<http://www.smenet.org/CoalAndEnergy/>>

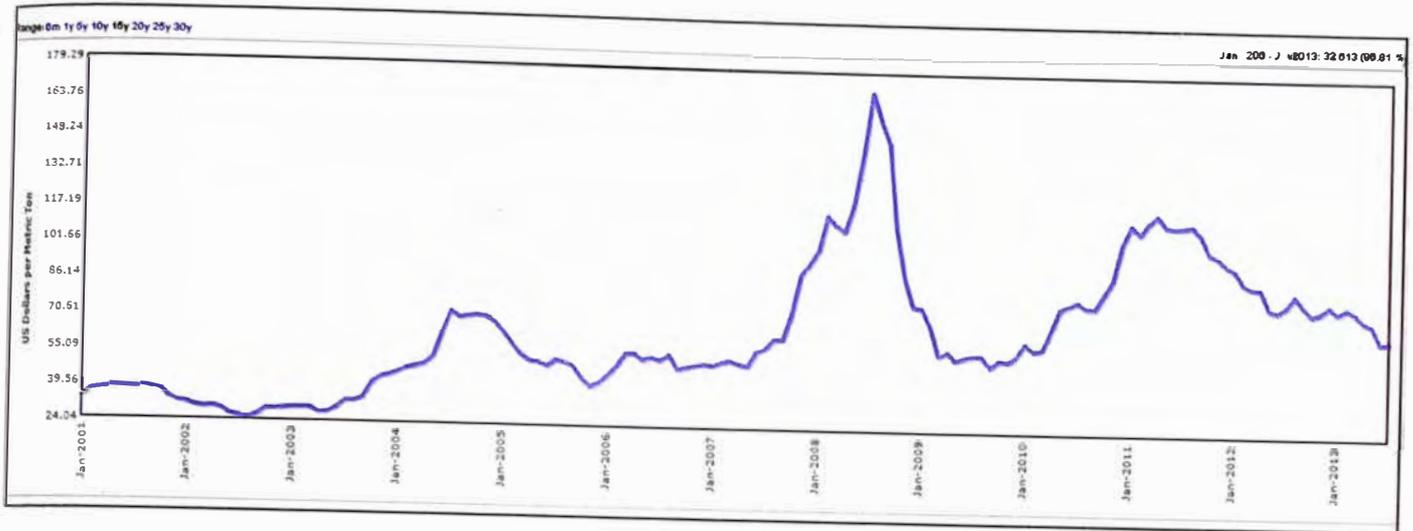


Figura 25: Precios FOB - Colombia⁴⁴

Un valor más cercano al precio se muestra en el gráfico siguiente, la cual funciona como una bolsa de valores para compra y venta de Carbón en China, cuyo precio en bocamina es 120 \$/t . Ver figura 3.26

⁴⁴ Fig. 3.25: Precios FOB - Colombia

Unit: Yuan/t (Inc: VAT)

| Province | Produced in | Coal Type | Coal Quality | | | | Price | | Price Type |
|----------|-------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|-------------------------------|--------|--------|------------|
| | | | A _{ad} (%) | V _{ad} (%) | S _{ad} (%) | Q _{net,ar} (Kcal/kg) | Aug 19 | Aug 26 | |
| Henan | Jiaozuo | AN slack | 23 | 6-8 | 0.3 | 5500 | 720 | 720 | FOR |
| Henan | Jiaozuo | AN mid-lump | 11 | 7 | 0.3 | 7000 | 1200 | 1200 | FOR |
| Henan | Jiaozuo | AN small lump | 10-12 | 6-8 | 0.3 | 7000 | 1150 | 1150 | FOR |
| Henan | Jiyuan | Mixed AN | 25-30 | 3-6 | <1 | 5500 | 710 | 710 | EXW |
| Henan | Yongcheng | Washed AN | 11 | 8-10 | <0.4 | 7000 | 880 | 880 | FOR |
| Henan | Yongcheng | AN slack | 20 | 6-10 | <1 | 5500 | 700 | 700 | FOR |
| Henan | Yongcheng | AN mid-lump | 11 | 8-10 | <0.4 | 7000 | 1220 | 1220 | FOR |
| Hunan | Binzhou | AN slack | 20 | 6-7 | <1.2 | 5500 | 550 | 550 | EXW |
| Hunan | Zhuzhou | AN lump | 14 | 5 | <1 | 6000 | 730 | 730 | EXW |
| Hunan | Zhuzhou | AN slack | 19-21 | 5 | 1 | 5000 | 510 | 510 | EXW |
| Yunnan | Zhaotong | AN | 10 | 7 | 1 | 7800 | 750 | 750 | FOR |
| Sichuan | Yibin | AN lump | 15 | 9 | 0.5 | 6500 | 900 | 920 | Mine-mouth |
| Sichuan | Yibin | AN slack | 21-31 | 8-10 | 0.5 | 5500 | 540 | 550 | Mine-mouth |
| Guizhou | Jinsha | AN mid-lump | 14-16 | 6.5 | 0.4 | 6800 | 750 | 770 | Mine-mouth |
| Guizhou | Jinsha | AN small lump | 16-18 | 6.5 | 0.4 | 6600 | 700 | 720 | Mine-mouth |
| Guizhou | Zunyi | AN mid-lump | 11-13 | 7~8 | <0.6 | 6800 | 740 | 760 | Mine-mouth |
| Guizhou | Zunyi | AN small lump | 15-20 | 6-7 | 0.5 | 6800 | 690 | 710 | Mine-mouth |
| Guizhou | Anshun | AN slack | 28 | 6 | 0.4 | 5000 | 460 | 470 | Mine-mouth |
| Guizhou | Liuzhi | AN lump | 10-12 | <8 | 0.9 | 6500 | 730 | 750 | Mine-mouth |
| Beijing | Beijing | AN slack | 12 | 7 | 0.4 | 7000 | 800 | 800 | FOR |
| Yangquan | Yangquan | Washed AN smalls | 9-10 | 6-7 | <1 | 7000 | 880 | 880 | FOR |
| Yangquan | Yangquan | AN slack | 9-12 | 6-7 | 0.8-1.2 | 6500 | 580 | 580 | FOR |
| Yangquan | Yangquan | Washed AN mid-lump | 9-10 | 6-7 | <1 | 7000 | 1000 | 1000 | FOR |
| Jincheng | Gaoping | Premium AN slack | <11 | 8-10 | 0.5 | 7000 | 690 | 690 | FOR |
| Jincheng | Lingchuan | AN slack | 13 | 10-12 | 1.5 | 7000 | 620 | 620 | FOR |
| Jincheng | Jincheng | AN smalls | 15-19 | 7-8 | 0.3 | 6300 | 960 | 960 | FOR |
| Jincheng | Jincheng | AN slack | 17 | 6-7 | <0.5 | 5800-6000 | 580 | 580 | FOR |
| Jincheng | Jincheng | AN mid-lump | 14-18 | 7-9 | 0.5 | 6800 | 1020 | 1020 | FOR |
| Jincheng | Yangcheng | AN slack | 18-22 | 7-10 | 0.6 | 5800 | 590 | 590 | FOR |
| Jincheng | Zezhou | AN slack | 14-19 | 7-10 | 0.3 | 6000 | 610 | 610 | FOR |
| Jincheng | Qinshui | AN smalls | 10-18 | 6-8 | 0.3 | 7000 | 970 | 970 | FOR |
| Jincheng | Qinshui | AN slack | 12-18 | 7.3 | 0.3 | 6000 | 550 | 550 | FOR |
| Jincheng | Qinshui | AN mid-lump | 10-18 | 6-8 | 0.3 | 7000 | 1020 | 1020 | FOR |
| Jiangxi | Xinyu | AN small lump | 11 | 4-8 | 0.4 | 6500 | 1065 | 1065 | FOR |

*Note: BT, bituminous coal; HCC, hard coking coal; SX, Shanxi; EXW, ex-works; FOBT, free-on-board trimmed; FOR, free-on-rail; AN, anthracite; FOB, free-on-board; A_{ad}, ash, air dry basis; V_{ad}, volatile matter, air dry basis; S_{ad}, total sulphur, air dry basis; Q_{net,ar}, calorific value, net as received basis.

rev : China Anthracite Coal Prices by Area on Aug 19, 2013

Figura 26: Precios China⁴⁵

En conclusión, el precio del carbón es variable de acuerdo al país de origen, siendo el carbón un medio estratégico principalmente para las industrias de generación de energía, acero, cementos y otros.

⁴⁵ Fig. 3.26: Precios China

Petróleo & Carbón

La relación entre energía obtenida por petróleo y carbón para una producción de 40 millones de Kw hora indica que 80 000 barriles de petróleo es igual a 16 000 toneladas de Carbón Antracita.

A un precio internacional de \$ 95.0 el barril de Petróleo versus \$ 100.0 la tonelada de carbón, se tiene un escenario de precio de energía producido por Petróleo y energía producido por carbón de \$7 600 000 versus \$ 1 600 000 respectivamente.

En el Perú, colocando un precio incluso de \$ 200.0 la tonelada de carbón térmico las industrias ahorrarían \$ 1 100 000 por cada 10 millones de Kw hora. Este ahorro significaría al Perú un potencial en ingresos por impuestos y generación de trabajo, además de reducir importaciones de petróleo.

Emisiones de CO2 por Tipo de Combustible

Los diferentes combustibles emiten diferentes cantidades de dióxido de carbono en relación con la energía que producen. Para comparar las emisiones en los combustibles se debe comparar la cantidad de CO2 emitido por unidad de producción de energía o el contenido de calor. La relación de emisiones de CO2 se puede observar en la siguiente tabla:

Tabla 26: Libras de CO2 emitidas por millón de BTU de energía para diversos combustibles⁴⁶

| | |
|--------------------------|--------------|
| Carbón Antracita | 228.6 |
| <i>Carbón Bituminoso</i> | <i>205.7</i> |
| Diesel | 161.3 |
| <i>Gasolina</i> | <i>157.2</i> |
| <i>Propano</i> | <i>139</i> |
| <i>Gas Natural</i> | <i>117</i> |

⁴⁶ Libras de CO2 emitidas por millón de BTU de energía para diversos combustibles

17.0 ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTOS EN LA COMUNIDAD

17.1 Minería Artesanal

El proyecto se encuentra en una zona donde han tenido lugar las operaciones mineras durante siglos.

Actualmente no se tiene minas trabajando dentro de los terrenos superficiales y área de concesiones del Proyecto.

Existe la expectativa de que algunos daños al medio ambiente puede estar asociada con la actividad artesanal pasada en la zona, numerosas excavaciones, túneles y socavones se han excavado en el áreas, sin embargo se encuentran inoperativos y derrumbados. No hay pérdida significativa de recursos debido al minado artesanal anterior.

17.2 Permisos

La Ley General de Minería, administrado por el Ministerio de Energía y Minas (MEM) exige a una empresa minera preparar un Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado antes de iniciar las exploraciones (EIASd); una Evaluación de Impacto Ambiental (EIA), un estudio de Plan de Cierre mina (PCM) y un Permiso de Explotación de Mina (PEM) antes de la construcción y la operación minera. Además, puede pedir un Estudio Ambiental adicional si lo considerase necesario. Si se requiere expandir las operaciones o agregar nuevos componentes no contemplados pueden requerir un nuevo Estudio de Impacto Ambiental (EIA).

17.3 Comunidades

Una estrategia de comunicación será diseñado y puesto en práctica mediante un plan metodológico para la participación de la comunidad. El plan se basa en las normas nacionales e internacionales de relaciones con la comunidad en las áreas de influencia directa del proyecto. La información necesaria de las discusiones de trabajo de campo y de la comunidad incluye dimensiones demográficas, espaciales, económicos, culturales y político-organizativa y los aspectos arqueológicos. Esto servirá de base para llevar a cabo el análisis socio-económico y el desarrollo de las comunicaciones de proyectos y planes de relaciones comunitarias.

18.0 COSTO DE CAPITAL Y COSTO OPERACIONAL

18.1 Capex

El Costo de Capital preparado estima costos en base a cotizaciones presupuestados por proveedores de equipos de minería para diversos estudios de factibilidad. Se compilo todas las estimaciones de gastos de capital para infraestructura de mina e instalaciones, estudios de ingeniería, estudios ambientales, resumiéndolo en la tabla siguiente.

Los costos de producción y requerimientos de capital se han estimado asumiendo todas las funciones de manejo de minería subterránea, procesamiento y almacenaje utilizando equipo de la propia empresa. Los costos de transporte se han asumido.

El detalle de la evaluación del costo de Capital es presentado en la tabla 27

Tabla 27: Costo de Capital

| Estimado de Costo de Capital - CAPEX (±25%), 76,000 t/a | | | | | | | |
|---|---|----------|----------|---------------------|---------------|-----------------|--|
| Item | Descripción de Equipo | Unidades | Cantidad | Costo Unitario US\$ | Mina US\$ | Superficie US\$ | |
| 1.0 | Equipos Mecánicos/Eléctricos | | | | | | |
| | | | | | Interior Mina | Superficie | |
| 1.1 | Mina | | | | | | |
| Sub total | | | | | 87 2097 | | |
| 1.2 | Superficie | | | | | | |
| Sub total | | | | | | 31 1200 | |
| Total Equipos Mecánicos/Eléctricos (TOTAL) | | | | | 872097 | 31 1200 | |
| 2.0 | Instalación de equipos mecánicos/Eléctricos | | | | | | |
| Total Instalación de Equipos Mecánicos/Eléctricos | | | | | 174 420 | 62 240 | |
| 3.0 | Tuberías, Rieles y Mangas de Ventilación | | | | | | |
| Total Tuberías, rieles y mangas | | | | | 156 084 | 12 448 | |
| 4.0 | Campamentos, Obras Civiles, alquiler de vehículos | | | | | | |
| Total campamentos y Obras Civiles | | | | | 30 000 | 1 689 400 | |
| 5.0 | Estudios básico, Estudios Ambientales, permisos/autorizaciones Inicio, capacitación/entrenamiento | | | | | | |
| Total Estudios Básicos, Estudios Ambientales, Permisos/Autorización de inicio | | | | | 294 700 | 418 950 | |
| 6.0 | Exploración, desarrollos y preparación minera | | | | | | |
| 6.1 | Exploración | | | | | | |
| | Cruceros | m | 2240 | 1 100 | 246 4000 | | |
| 6.2 | Desarrollos | | | | | | |
| | Labores Horizontales | m | 1280 | 1 100 | 1 408 000 | | |
| | Labores Verticales | m | 531 | 2 000 & 1 000 | 982 000 | | |
| 6.3 | Preparación | | | | | | |
| | Labores Horizontales | m | 5727 | 1 100 | 6 299 700 | | |
| | Labores Verticales | m | 250 | 2 000 & 1 000 | 360 000 | | |
| Total Exploración, desarrollos y preparación minera | | | | | 11 513 700 | | |
| Total Costo Directo (TCD) | | | | | 13 041 000 | 2 494 238 | |
| II | Costos Indirectos | | | | | | |
| Total Costo Indirecto (TDI) | | | | | 152 308 | | |
| Costo Total de Capital del Proyecto, sin considerar incertidumbre | | | | | 15 687 546 | | |
| Contingencia | | | 15% | | 2 353 132 | | |
| Costo Total de Capital del Proyecto, considerando incertidumbre US\$ | | | | | 18 040 678 | | |

El Capex producto de la exploración, desarrollo y preparación de la mina se realizará una inversión anualmente, por lo cual habrá un Capex que se realizara cada año a lo largo de la vida de la mina. Este Capex de Interior Mina ha sido considerado en el Capex principal.

| Montales | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------|-----------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|---------|---------|---------|---------|----|
| | | -1 | -2 | -3 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | |
| | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | |
| Nv2100 (US\$) | 3 560 700 | | | | 1 056 000 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 40 |
| | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | |
| Nv2170 (US\$) | 4 127 200 | | 1 056 000 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 255 200 | |
| | Sección 2.1 m x 2.4 m | | | | | | | | | | |
| Nv2240 (US\$) | 2 483 800 | 1 056 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 352 000 | 19 800 | | | | |
| Montales (US\$) | | | | | | | | | | | |
| | 10 171 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 1 408 000 | 1 760 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 |
| Montales Principales | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | |
| | Sección 6m x 2 m | | | | | | | | | | |
| Montales Principales (US\$) | 922 000 | | | 702 000 | 220 000 | | | | | | |
| | D= 1.8m | | | | | | | | | | |
| Montales Principales (US\$) | 1 342 000 | | | 982 000 | 360 000 | | | | | | |
| Montales (US\$) | | | | | | | | | | | |
| | 10 171 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 1 408 000 | 1 760 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 |
| Montales Principales (US\$) | | | | | | | | | | | |
| | 1 342 000 | | | 982 000 | 360 000 | | | | | | |
| Total (+-25%) | | | | | | | | | | | |
| | 11 513 700 | 1 056 000 | 1 408 000 | 2 390 000 | 2 120 000 | 1 760 000 | 723 800 | 704 000 | 704 000 | 607 200 | 40 |

18.2 Opex

Costo Operacional Mina

Los costos operacionales a ser utilizados en esta evaluación económica preliminar ha sido calculado a partir de datos actuales de mercado, algunos datos han sido asumidos y combinados tienen una precisión de +/- 25% y cumplen con la tasa de producción propuesto.

Tabla 29: Opex Mina

| Actividad/método de minado | Shrinkage | Tajeos por Subniveles |
|----------------------------|-----------|-----------------------|
| Perforación | 2.07 | 2.07 |
| Voladura | 1.55 | 1.55 |
| Carguío y Acarreo | 3.78 | 2.78 |
| Desarrollos | 7.20 | 8.04 |
| Sostenimiento | 8.77 | 5.00 |
| Servicios | 3.59 | 3.58 |
| Sub Total | 26.96 | 23.02 |
| Costos Indirectos (10%) | 2.70 | 2.30 |
| Sub Total | 29.65 | 25.32 |
| Contingencia | 5.93 | 5.06 |
| Total | 35.59 | 30.38 |

Costo Operacional Global

La tabla siguiente muestra el resumen y cálculo de los costos operacionales utilizados para la evaluación económica. Estos datos han sido asumidos comparándolos con datos de informes de factibilidad y se encuentran en un rango de +/- 15%.

Tabla 30: Costo Operacional

| | | |
|-----|---|--------------|
| I | Carbón en Boca Mina (Empresa Minera Especializada) | 35.84 |
| II | Energía | 0.39 |
| III | Movilidad | 1.01 |
| IV | Mano de Obra | 6.39 |
| V | Mantenimiento de carretera | 0.53 |
| VI | Manipuleo de Desmonte | 0.03 |
| | Sub Total (US\$) | 44.19 |
| | Costo de Transporte (US\$) | 37.80 |
| | Total (US\$) | 81.99 |

19.0 ANÁLISIS ECONÓMICO

Un análisis económico preliminar del proyecto se ha realizado teniendo en cuenta los datos preliminares de costos de capital y costos operacionales, además de la inversión inicial e inversión futura.

El análisis económico preliminar incorpora una estimación de recursos, incluye la venta del Carbon FOB o puesto en Trujillo. Se advierte al lector que este análisis es sólo una evaluación preliminar sobre la base de los planes mineros y diagrama conceptual del transporte utilizando supuestos de recursos medidos e indicados, se consideran altamente especulativos geológicamente para aplicarlo económicamente y debe ser utilizado solo como información académica, no siendo responsabilidad del autor de el uso de la información para la utilización con fines de evaluación económica o financiera para proyectos actuales, siendo solo una guía de procedimientos.

Tres escenarios fueron calculados, encontrándose el Caso 2 como el caso viable y ejecutable para nuestro tipo de yacimiento, además de otorgar el mayor VAN. Sobre este caso se realizó el análisis de sensibilidad.

19.1 Flujo de caja y VPN

Los flujos de caja formulados para los tres escenarios se muestran en las siguientes tablas, el caso 2 es tomado como caso base por ser el de mayor TIR & VAN:

Tabla 31: Evaluación Económica

| Item | Unid. | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 |
|-------------------------------|--------|-------------------|-------------------|------------------------|
| Reservas Probables + Probadas | t | 725,760 | 781,588 | 952,172 |
| Manto 1 | t | 148,874 | 148,874 | 148,874 |
| Manto 2 | t | 167,483 | 223,311 | 223,311 |
| Manto 3 | t | 409,403 | 409,403 | 579,988 |
| Método de Minado | | | | |
| Manto 1 | | Shirinkage | Shirinkage | Shirinkage |
| Manto 2 | | Cámaras y Pilares | Shirinkage | Shirinkage |
| Manto 3 | | Cámaras y Pilares | Cámaras y Pilares | Método por Hundimiento |
| Costo de Minado | | | | |
| Costo de Minado | US\$/t | 42.2 | 44.2 | 47.2 |
| Costo de Transporte | US\$/t | 37.8 | 37.8 | 37.8 |
| GG | US\$/t | 5 | 5 | 5 |
| Ventas | US\$/t | 5 | 5 | 5 |
| Regalías | US\$/t | 3.0% | 3.0% | 3.0% |
| Total | US\$/t | 90 | 92 | 95 |
| Costo de Capital | | | | |
| Costo de Capital Inicial | US\$ | 11,266,090 | 11,266,090 | 11,266,090 |
| Costo de Capital Total | | 18,040,678 | 18,040,678 | 18,040,678 |
| NPV 10% pre-tax | US\$ | 7,793,234 | 7,495,812 | 6,263,843 |
| IRR pre-tax | % | 22.5% | 21.8% | 20.1% |
| NPV 10% post-tax | | | | |
| NPV 10% post-tax | US\$ | 1,588,417 | 1,607,690 | 1,550,296 |
| IRR post-tax | % | 13.0% | 12.9% | 12.6% |
| | | | Mejor Opción | |

19.2 Análisis de Sensibilidad

Un análisis de sensibilidad del Proyecto es mostrado en la tabla 32, indica que el NPV respecto al precio.

Tabla 32: Análisis de Sensibilidad

| Análisis de Sensibilidad Después de Impuestos | | | | |
|---|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Caso 2 | 150 | 160 | 170 | 180 |
| NPV (US\$) | - 941,172 | 1,607,690 | 4,156,552 | 6,705,414 |
| IRR (%) | 8.16% | 12.92% | 17.11% | 20.92% |
| Payback (y) | | 7.9 | 6.1 | 4.8 |

Retorno de Inversión

El retorno de inversión ES de 8 años para un precio FOB de 160 \$/t, se indica además que a un precio de 180 el retorno ES a 5 años.

19.3 Vida de La Mina

La vida de La mina para las operaciones ES de aproximadamente 10 años, adicionalmente se encuentra La posibilidad de profundizar o realizar otras exploraciones.

19.4 Cálculo NPV

El gráfico muestra La obtención Del NPV

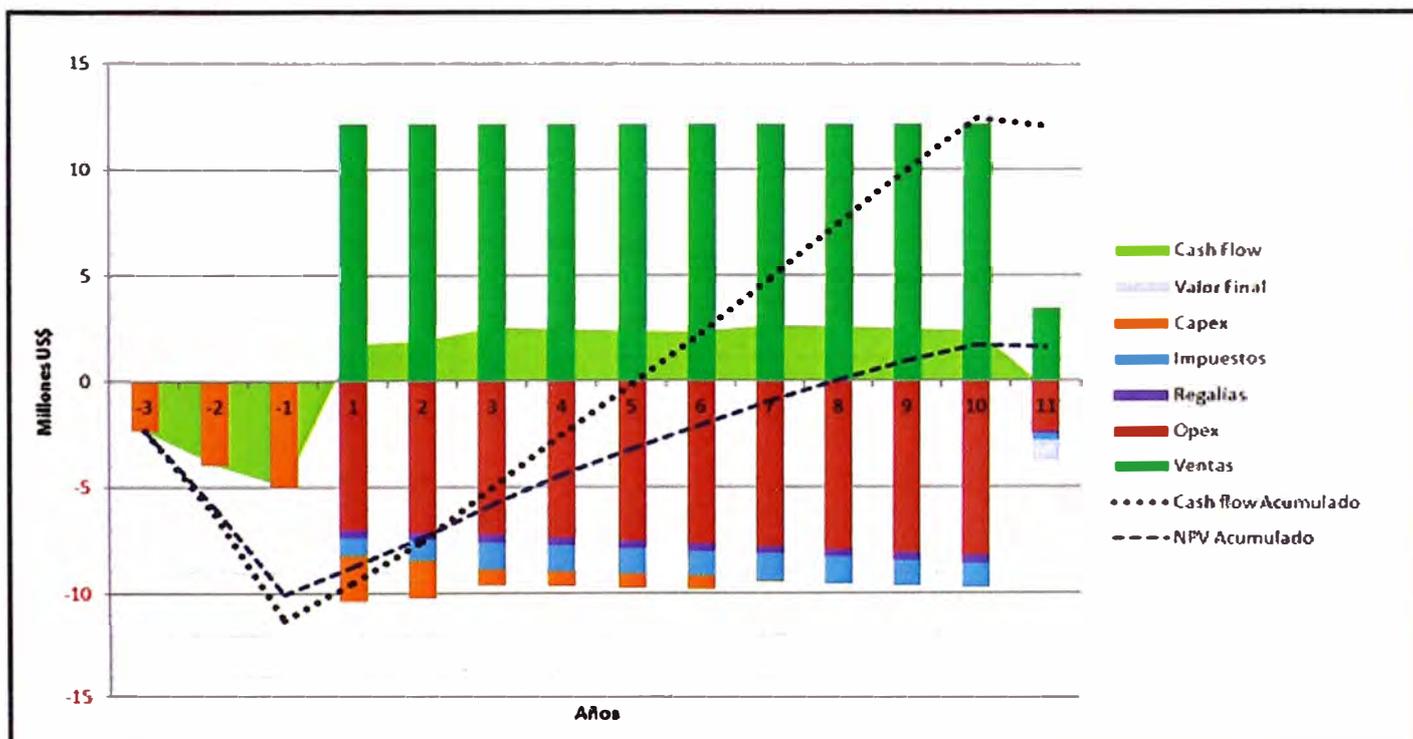


Figura 27: Obtención del NPV

19.5 Análisis de Sensibilidad NPV & IRR

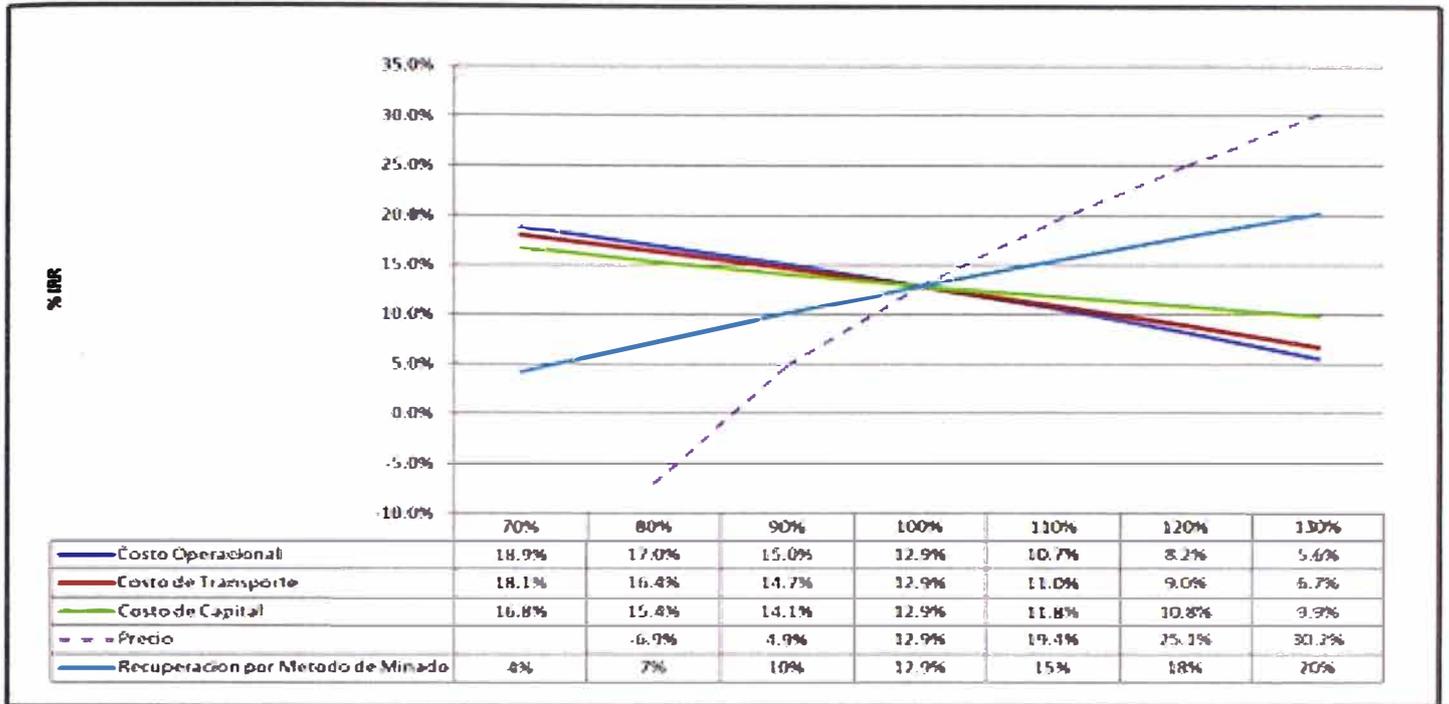


Figura 28: Análisis de Sensibilidad Tasa Interna de Retorno

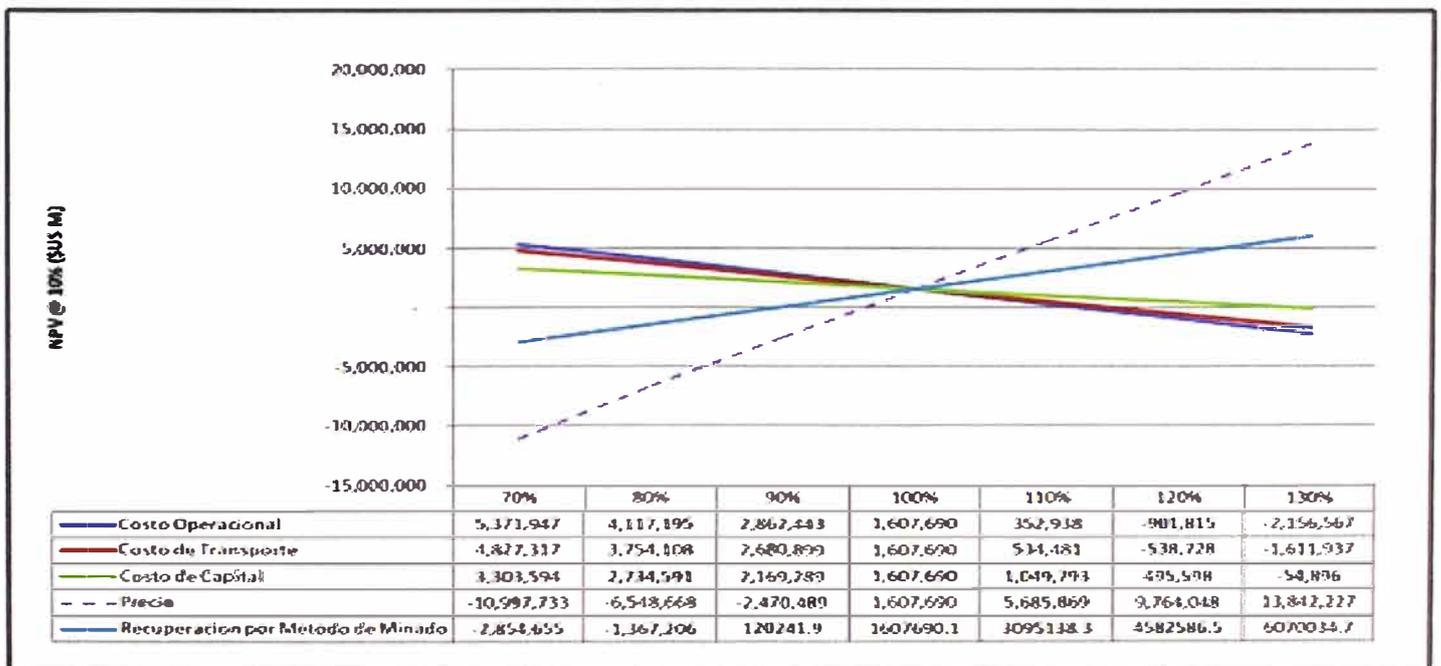


Figura 29: Análisis de Sensibilidad Valor Presente Neto

- El resultado del análisis económico arroja un Valor Presente Neto de 1.6 M\$, una tasa interna de retorno de 12.92% y una recuperación de inversión de 7.9 años con un Costo de Capital Inicial de 11.3

M\$, un Costo de Minado de 44.2 \$/t, un Costo de Capital Total de 18 M\$, un costo operativo total de 92 \$/t; se ha fijado un precio FOB de 160 \$/t en Salaverry.

- Se planea Avanzar 500 metros desde la bocamina para la primera etapa del proyecto. El plan de minado, los recursos y reservas se han trabajado del nivel 2100 hacia arriba, no obstante los mantos de carbón profundizan.
- La evaluación económica preliminar se analizó y se calcula para una ley de corte mayor a 6200 kcal/t.
- Los recursos Medidos e Indicados suman 1 176 000 t obteniéndose 781 588 t de reservas entre reservas probadas y reservas probables; El plan de extracción se ha elaborado para un escenario de 76 000 t de carbón para venta obteniéndose una vida de mina de 10 años con un Cut off de 6 500 Kcal/kg. Se evaluaron 3 casos, los métodos de minado Shirinkage y Tajeo por Subniveles resultaron los más adecuados para el tipo de yacimiento.
- Costos de capital y costos de operación de minería fueron estimados para operaciones similares, con base en la evaluación comparativa para esta evaluación económica preliminar.
- El Costo de Capital y Costo Operacional fueron utilizados en la evaluación económica preliminar; el CAPEX y OPEX se calcularon para un combinado mina y transporte con una precisión de + / -30% para el Costo de Capital y + / -15% para los Costos Operativos de, y han sido preparados de acuerdo al plan de Producción.
- Tres años han sido considerados para la exploración y desarrollo de la mina.
- La construcción de las principales infraestructuras tales como los túneles principales y chimeneas principales se realizará progresivamente durante la vida de la mina.
- Las futuras inversiones para el reemplazo de equipos y de infraestructura adicional, así como, las obras en la superficie (camino, drenaje, distribución de energía, combustible y servicios generales) fueron considerados el Caso Base.
- Los gráficos de sensibilidad muestra que el Proyecto de Carbón Antracita es muy sensible al Precio, el proyecto es viable con un precio de carbón mayor a \$160/t.
- El Costo de Capital es el menos sensible, esto es debido al volumen a explotar.
- Los gráficos de sensibilidad del NPV y del TIR indica que el siguiente paso es analizar exhaustivamente el costo de transporte y el costo de explotación, por ser los más sensibles una reducción en estos costos incrementará la rentabilidad del yacimiento.
- Los Costos Operacionales son elevados debido a la escala de producción y al uso intensivo de mano de obra, de incrementar la producción existe oportunidad de reducir el costo operacional de minado lo que ocasionaría un incremento en la rentabilidad.
- El costo de transporte juega un rol importante dentro del análisis económico, una mejora en la infraestructura de las vías de acceso reducirá el costo operacional y por ende incrementaría la rentabilidad. Existe limitaciones para la dimensión del yacimiento, se recomienda realizar un estudio de Rutas que confirme la capacidad de transporte de las vías de acceso.
- Los resultados del análisis económico representan información prospectiva sujeta a varios riesgos, incertidumbres y otros factores conocidos y desconocidos que pueden hacer que los resultados reales difieran de los que se presentan aquí.

20.0 PROPIEDADES ADYACENTES

No se ha considerado información concerniente a las concesiones adyacentes.

21.0 OTRA INFORMACIÓN RELEVANTE

21.1 Requisitos para un Estudio Preliminar según la Norma NI 43 101

Tabla 33: Requisitos para un Estudio Preliminar según la Norma NI 43 101 ⁴⁷

| Directrices para la presentación de informes Valoración de la propiedad minera | Directrices para la presentación de informes Valoración de la propiedad minera |
|---|---|
| Evaluación Preliminar (PA) | |
| Evaluación de la geología disponible, recursos, metalurgia y las limitaciones de desarrollo. Se establece las características principales del proyecto. | |
| Determinar los posibles enfoques de minado y procesamiento. | |
| Identificar los principales riesgos y realizar una evaluación económica preliminar de la viabilidad del proyecto. | |
| Identificar y recomendar trabajos adicionales necesarios para aumentar la confianza. | |
| ¿Puede este proyecto hacer algo de dinero? | |
| DESCRIPCIÓN DEL SITIO | |
| Mapa del sitio Localización | Mapa preliminar que muestra los derechos mineros y los límites |
| Topografía del sitio | Mapa básico que indique la topografía del sitio |
| propiedad Inmueble | Revisión del contrato de arrendamiento de propiedad; afirmaciones lista proporcionada |
| Cronología histórica | presentación completa |
| Producción anterior (si lo hay) | presentación completa |
| Exploración y Geología | |
| Descripción Geológica | |
| Revisada | revisión preliminar |
| Datos de Publicación | Revisión de los mapas disponibles existentes, incluyendo la geología regional y local |
| Evaluación Geológica | preliminar |
| Mineralogía, densidad aparente | muestreo limitado; estimación de densidad aparente |
| Perforación, muestreo y ensayos | |

⁴⁷ Requisitos para un Estudio Preliminar según la Norma NI 43 101

| | |
|---|---|
| Parámetros de perforación de taladros | Amplio espacio entre perforaciones, suficiente para Recursos Minerales Inferidos |
| Perforación Subterránea | Revisión de los datos existentes |
| Geofísicos / Geotécnica DataSamples | Estudios geofísicos preliminares completado. |
| Perforación / Análisis de Datos | Si sólo datos históricos, verificar. Nueva perforación, funcional QA / QC. base de datos validados |
| Condenación de perforación | ninguno |
| RECURSOS Y RESERVAS NI 43-101 (ESTÁNDAR) | |
| Recursos | Recursos Minerales Inferidos, como mínimo. |
| controles geológicos | comprensión básica |
| Factores de tonelaje en el Minado | Dilución y recuperaciones estimadas |
| Análisis estadístico | El análisis preliminar y las determinaciones |
| Análisis geoestadístico | El análisis preliminar y las determinaciones |
| Reservas | Sólo los recursos estimados |
| | Subconjunto potencial minable definida |
| Cálculo de parámetros | No hay reservas estimadas |
| Cálculo del Cut-off Grade | No hay reservas estimadas, los recursos son basados en el cut-off de operaciones similares. |
| MINADO | |
| Método de Minado | Se asume operaciones a cielo abierto y/o subterráneo |
| Evaluaciones Geotécnicas | Evaluación básica utilizando los datos disponibles (RQD, core photos) |
| | Angulo de talud supuesto y dimensiones de tajeos supuestos |
| Plan de Minado a cielo abierto | Sistema de minado y equipo asumido |
| | Pit final y sell outline simple, no haul roads |
| Pit Slopes | Es asumido utilizando todos los datos disponibles |
| Botaderos de desmote | Esquema simple de los botaderos de desmote finales |
| Plan de Minado Subterráneo | Sistema de minado y equipo asumido |
| | Esquema general del plan de la mina y el desarrollo requerido |
| | recuperación y la dilución estimada |
| Esquema de producción | Esquema de producción base asumido y vida de la mina asumida |
| Estimación de Costos de Capital | Orden de magnitud, o factores de operaciones similares |
| Estimación de costos de operación | Orden de magnitud; factorizada o benchmarking de operaciones similares |
| Metalurgia e ingeniería de procesos | |
| Más muestreos y trabajo de prueba | muestreo mínimo, pruebas de de laboratorio(benchmarking) conducta ensayos de caracterización del proceso en las muestras recogidas (si está disponible) |
| Tasa de Producción y Productos | Primera estimación de la tasa de producción y productos |
| Diseño de Bases | Utilizando estimaciones preliminares |

| | |
|--------------------------------|---|
| Concepto de diseño | Esquema de criterios de diseño y las especificaciones que incorpora el área / condiciones climáticas regionales |
| Descripción del Proceso | general |
| Layout | Ubicaciones geográficas aproximadas y un mapa del sitio; sin planos de arreglos generales |
| Flow Sheets | Flow sheet asumido de procesos conocidos, diagrama de bloques simple |
| Obras civiles | mapas topográficos, las condiciones del suelo no se consideran o son estimadas |
| Especificaciones de equipo | Los principales elementos de equipos enumerados |
| Arquitectura | ninguno |
| Tuberías / HVAC | ninguno |
| Distribución eléctrica | ninguno |
| Motores | ninguno |
| instrumentación | ninguno |
| INFRAESTRUCTURA | |
| comodidades | Panorama general de los tipos de instalaciones de apoyo se describe |
| Comunicaciones | Requerimientos de comunicación identificado |
| Energía | Visión general de disponibilidad de energía y los costos de energía regionales unitarias |
| HIDROLOGÍA | |
| Fuentes de Agua | Estimado a partir de datos regionales |
| Uso de agua | Volumen factorizada planta y los costos unitarios |
| deshidratación | Parámetros de achique identificado |
| MEDIO AMBIENTE | |
| Setting | Evaluación preliminar de la configuración del proyecto para las restricciones ambientales o permitiendo potencialmente significativas para los datos del sitio |
| Datos | Recopilar y revisar todos los datos disponibles, existentes para estudios ambientales, evaluaciones o auditorías, inspecciones reglamentarias, prácticas de manejo de residuos, planes de manejo, y todas las leyes y reglamentos ambientales, hay programas de capacitación social, o la seguridad identificadas |
| EIAAs/ EIA / PCM / PEM | ninguno |
| Informes y Planes | Planes conceptuales para la gestión de las cuestiones ambientales identificados |
| Monitoreo | No se considera |
| Permiso Requisitos | panorama general |
| DESARROLLO DEL PROYECTO | |
| Plan de Desarrollo | Desarrollo y periodo de vida útil estimada |
| Proyecto de Programa Maestro | Inicio estimado muestra y al final de la construcción, diagrama de Gantt barra de elementos de trabajo principales |

| ESTIMACIONES DE COSTOS DE CAPITAL | |
|--|---|
| Civil estructural | Orden de magnitud base de datos históricos o de factoraje |
| Arquitectónico | |
| Tuberías / HVAC | |
| Eléctrico | |
| Instrumentación | |
| Labores de construcción | |
| Construcción Productividad Laboral | |
| Los volúmenes de materiales / Valores | |
| Material / Equipo de Precios | |
| infraestructura | |
| Empresa Minera Especializadas | Incluido en el costo unitario o como un porcentaje del costo total |
| EPCM | Porcentaje del costo de construcción estimado |
| Precios | FOB mina incluyendo todos los impuestos y derechos |
| Propiedades | Estimación histórica |
| Cumplimiento Ambiental | Factorizada de la experiencia histórica |
| escalada | Por lo general no se considera |
| capital de Trabajo | Factorizada de la experiencia histórica |
| precisión | + / - 50% |
| contingencia | 25% |
| ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN | |
| Bases | Orden de magnitud de estimación, evaluación comparativa de la industria, la experiencia |
| Cantidades de funcionamiento | General |
| Costos Unitarios | Costos unitarios históricos, factoring y benchmarking |
| precisión | + / - 40% |
| EVALUACIÓN ECONÓMICA | |
| Análisis Financiero | Evaluación preliminar de los principales parámetros económicos |
| Commodity Price (s) | Estimación basada en media mínima de 3 años |
| Regalías e Impuestos | evaluación preliminar |
| Fundición, refinación y Flete | Los datos históricos |
| Cash Flow Analysis | El flujo de caja simple |
| Criterios económicos | Sencillo TIR y VAN (antes de impuestos) |
| Análisis de sensibilidad | Análisis básico de mínima cantidad de variables del proyecto |
| ANÁLISIS DE RIESGOS | |
| Evaluación de Riesgos | Panorama general, la matriz de riesgos preliminar |
| proyecto | Balance preliminar de la geología, la ingeniería y el medio ambiente |

21.2 Carbón en el Mundo

Usos del Carbón

El acceso a los servicios modernos de energía no sólo contribuye al crecimiento económico y los ingresos familiares, sino también a la mejora de la calidad de la vida que viene con una mejor educación y servicios de salud. Se necesitarán todas las fuentes de energía para satisfacer la demanda futura de energía, incluyendo el carbón.

¿Para qué es usado el carbón?

El carbón tiene muchos usos importantes a nivel mundial. Los usos más importantes del carbón están en la generación de electricidad, la producción de acero, la fabricación de cemento y como combustible líquido. Alrededor de 6,6 mil millones de toneladas de carbón y 1000 millones de toneladas de lignito se usaron en todo el mundo el año pasado.

Desde el año 2000, el consumo mundial de carbón ha crecido más rápido que cualquier otro combustible. Los cinco principales usuarios de carbón - China, EE.UU., India, Rusia y Japón - representan el 76% del consumo total de carbón mundial.

Los diferentes tipos de carbón tienen diferentes usos. Steam Coal - también conocido como carbón térmico - Se utiliza principalmente en la generación de energía. Coking Coal - también conocido como carbón metalúrgico - Se utiliza principalmente en la producción de acero.

El mayor mercado para el carbón es Asia, que actualmente representa más del 67% del consumo mundial de carbón, aunque China es responsable de una parte importante de esto. Muchos países no cuentan con los recursos energéticos naturales suficientes para cubrir sus necesidades de energía, y por lo tanto tienen que importar energía para ayudar a satisfacer sus necesidades.

Japón, Taipei Chino y Corea, por ejemplo, importan cantidades significativas de carbón térmico para la generación de electricidad y el carbón metalúrgico para la producción de acero.

Otros usuarios importantes de carbón incluyen refinerías de alúmina, fabricantes de papel, y las industrias químicas y farmacéuticas. Varios productos químicos pueden ser producidos a partir de los subproductos de carbón. El alquitrán refinado del carbón se utiliza en la fabricación de productos químicos, tales como aceite de creosota, naftaleno, fenol, y benceno. El gas de amoníaco recuperado de hornos de coque se utiliza para la fabricación de sales de amonio, ácido nítrico y fertilizantes agrícolas. Miles de diferentes productos tienen carbón o subproductos del carbón como componentes: jabón, aspirinas, disolventes, tintes, plásticos y fibras, tales como el rayón y nylon. El carbón es también un ingrediente esencial en la producción de productos especializados:

a) El carbón activado - utilizado en filtros para el agua y la purificación del aire y en las máquinas de diálisis renal.

b) La fibra de carbono - un material de extrema resistencia pero ligero de peso como material de reforzamiento utilizado en la construcción, bicicletas de montaña y raquetas de tenis.

c) Metal de Silicio - utilizada para producir siliconas y silanos, que son a su vez utilizados para hacer lubricantes, repelentes líquidos, resinas, cosméticos, champús para el cabello y cremas dentales

Carbón y Electricidad

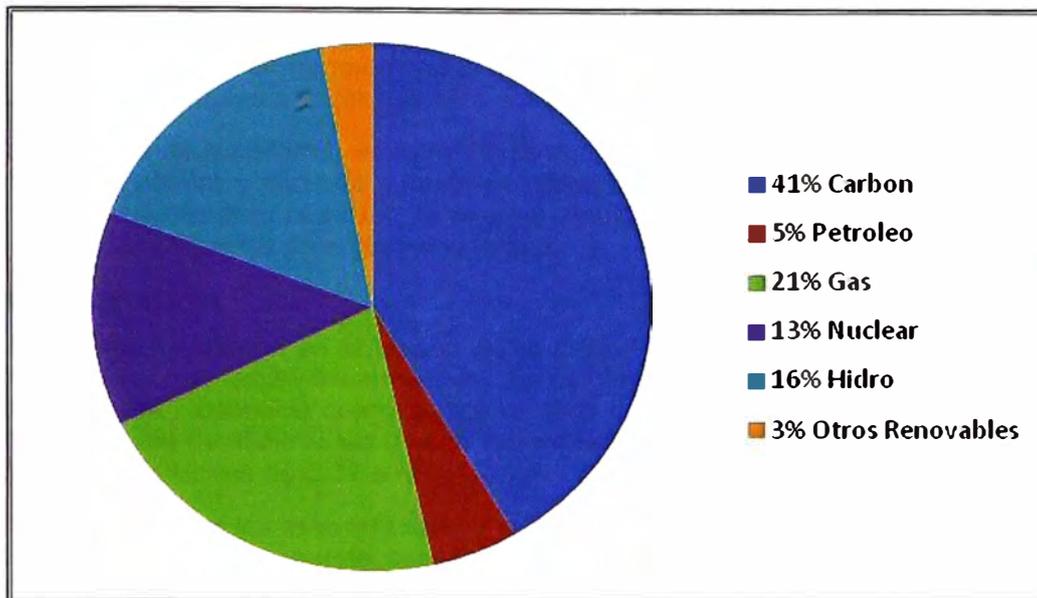


Figura 30: Generación de la Electricidad Total A nivel Mundial por Combustible (2009)

*Otros incluye Energía Solar, energía eólica, combustibles renovables, energía geotérmica y quema de residuos

La vida moderna es impensable sin electricidad. Se ilumina casas, edificios, calles, proporciona calor doméstico e industrial y energiza los equipos utilizados en los hogares, oficinas y maquinaria en las fábricas. Mejorar el acceso a la electricidad en todo el mundo es fundamental para reducir la pobreza.

El carbón juega un papel vital en la generación de electricidad en todo el mundo. Plantas eléctricas de carbón actualmente impulsan el 41% de la electricidad mundial. En algunos países, el porcentaje es mayor.

Tabla 34: Generación de Electricidad por Carbón

| | | |
|----------------------|---------------------|---------------------|
| Sudáfrica 93% | Polonia 87% | RP China 79% |
| Australia 78% | Kazajistán 75% | India 68% |
| Israel 58% | Republica Checa 51% | Marruecos 51% |
| Grecia 54% | USA 45% | Alemania 41% |

¿Cómo es convertido el Carbón en Electricidad?

Steam Coal, también conocido como carbón térmico, se utiliza en centrales eléctricas para generar electricidad.

El carbón se muele primero a un polvo fino, lo que aumenta el área de superficie y permite que se queme más rápidamente. En estos sistemas de combustión de carbón pulverizado (PCC), el carbón en polvo es soplado en la cámara de combustión de una caldera, donde se quema a alta temperatura (ver diagrama a continuación). Los gases calientes y la energía de calor producidos transforma el agua - en tubos de revestimiento de la caldera - en vapor.

El vapor de alta presión pasa a una turbina con miles de paletas de hélices . El vapor empuja estas hojas que causan el eje de la turbina gire a gran velocidad . Un generador está montado en un extremo del eje de la turbina y consta de bobinas de alambre enrolladas cuidadosamente . La electricidad se genera cuando éstas se giran rápidamente en un campo magnético fuerte . Después de pasar a través de la turbina , el vapor se condensa y se devuelve a la caldera para ser calentado una vez más .

La electricidad generada se transforma en los voltajes más altos (de hasta 400.000 voltios) que se utilizan para la transmisión económica y eficiente a través de redes de líneas eléctricas . Cuando se acerca al punto de consumo, tales como nuestros hogares , la energía eléctrica se transforma hasta las más seguras 100-250 sistemas de tensión utilizados en el mercado interno.

Mejoras en la eficiencia

Las mejoras se siguen realizando en el diseño de la central eléctrica PCC convencionales y las nuevas tecnologías de combustión se están desarrollando . Éstos permiten que más electricidad para ser producido a partir de menos carbón - conocida como la mejora de la eficiencia térmica de centrales . Aumento de la eficiencia en la generación de electricidad a partir de centrales eléctricas de carbón tendrán un papel crucial en la reducción de las emisiones de CO₂ a nivel global.

Mejoras de eficiencia incluyen los más rentables y más cortos plazos de entrega de acciones de reducción de emisiones de generación de energía con carbón. Este es particularmente el caso en los países en desarrollo, donde la eficiencia de las plantas de energía son en general en menores y el uso de carbón en la generación de electricidad esta en aumento . No sólo las plantas eléctricas de carbón de mayor eficiencia emiten menos dióxido de carbono por megavatio (MW) , sino que también son más adecuados para su acondicionamiento con sistemas de captura de CO₂.

La mejora de la eficiencia de las centrales térmicas de carbón pulverizado ha sido el foco de importantes esfuerzos por parte de la industria del carbón. Hay un amplio margen para lograr mejoras significativas en la eficiencia como el actual parque de centrales eléctricas que serán reemplazados en los próximos 10 a 20 años con nuevas y eficientes plantas, y por medio de un uso más amplio de los sistemas de ciclo combinado de gasificación integrada (IGCC) para la generación de energía .

Un 1% de mejora en la eficiencia de combustión convencional de carbón pulverizado en planta da como resultado una reducción de 2-3 % en las emisiones de CO₂ .

Carbon & Acero

El acero es un material esencial para la vida moderna . La fabricación de aceros mejora las mercancías y servicios que nuestras sociedades necesitan como la salud , las telecomunicaciones , las prácticas agrícolas mejoradas , mejores redes de

La producción mundial de acero depende del carbón. 70 % del acero producido hoy utiliza carbón . El carbón metalúrgico - o coque metalúrgico - es un ingrediente vital en el proceso de fabricación del acero . La producción mundial de acero bruto fue de 1,4 miles de millones de toneladas en 2010. Alrededor de 721 millones de toneladas de carbón de coque se utilizan en la producción de acero .

¿Cómo se produce el acero?

El acero es una aleación de hierro y carbono . El acero se produce a través de dos procedimientos principales

La fundición integrada implica alto horno (BF) creación de acero seguido de horno básico oxigenado(BOF) Hornos de arco eléctrico (EAF) .

Materias Primas

El acero es una aleación basada principalmente en hierro . la ocurrencia del hierro se da como óxidos de hierro en la corteza de la tierra, los minerales deben ser convertidos o "reducidos" , utilizando carbón . La principal fuente de este carbono es el carbón de coque .

Coke - Fabricación

El coque metalúrgico se convierte en coque quitando las impurezas del carbón dejándolo casi puro . Las propiedades físicas del coque causan el carbón se ablande , se lique y luego solidifique en terrones duros pero porosos cuando se calientan en ausencia de aire . El carbón de coque también debe tener un bajo contenido de azufre y fósforo . Casi todo el carbón metalúrgico se utiliza en hornos de coque .

El proceso de coquización consiste en calentar carbón de coque a unos 1000-1100 ° C en ausencia de oxígeno para eliminar los compuestos volátiles (pirolisis) . Este proceso resulta en un material poroso duro. El coque se produce en una batería de coque que se compone de muchos hornos de coque apiladas en filas en la que se carga el carbón .

El proceso de coquización se lleva a cabo durante largos períodos de tiempo entre 12-36 horas en los hornos de coque . Una vez empujado fuera del recipiente el coque caliente se enfría rápidamente a continuación con agua o aire para enfriarlo antes de su almacenamiento o se transfiere directamente al alto horno para su uso en la formación del acero.

Fabricación de Acero

El mineral de hierro se extrae en alrededor de 50 países - los mayores productores son Australia , Brasil y China. Alrededor de 98 % de mineral de hierro se utiliza en la fabricación de acero .

Durante el proceso de fabricación de acero , un alto horno se alimenta con el mineral de hierro , coque y pequeñas cantidades de fundentes (minerales, tales como piedra caliza , que se utilizan para recoger las impurezas) . El aire que se calienta a aproximadamente 1200 ° C se sopla en el horno a través de toberas en la sección inferior . El aire hace que el coque se quemé , la producción de monóxido de carbono reacciona con el mineral de hierro , y genera calor para fundir el hierro . Por último , el orificio de infiltración en la parte inferior del horno se abre y el hierro fundido y la se evacua la escoria (impurezas) .

Horno de oxígeno básico

El proceso más general aplicado para la fabricación de acero es el proceso de fabricación de acero integrado a través del Alto Horno - Horno de oxígeno básico.

En el horno de oxígeno básico , el hierro se combina con cantidades variables de chatarra de acero (de menos de 30 %) y pequeñas cantidades de flujo . Una lanza se introduce en el recipiente de golpes y 99 % del oxígeno puro causando un aumento de la temperatura a 1700 ° C. La chatarra se funde, las impurezas se oxidan , y el contenido de carbono se reduce en un 90 % , lo que resulta en acero líquido .

Otros procesos pueden seguir - los procesos de fabricación de acero secundarias - donde las propiedades del acero se determinan mediante la adición de otros elementos , tales como boro , cromo y molibdeno , entre otros , asegurando la especificación exacta se puede cumplir .

Funcionamiento óptimo del alto horno exige la más alta calidad de las materias primas - el contenido de carbono del coque desempeña un papel crucial en términos de su efecto en el horno y en la calidad del metal caliente. En los altos hornos alimentados con coque de alta calidad requiere menos insumos de coque, resulta en una mayor calidad de metal caliente y mejor productividad. Los costos totales pueden ser más bajos , ya que menos impurezas en el coque significan deben utilizar pequeñas cantidades de flujo .

Alrededor de 0,6 toneladas (600 kg) de coque produce 1 tonelada (1.000 kg) de acero , lo que significa que alrededor de 770 kg de carbón se utilizan para producir 1 tonelada de acero a través de esta ruta de producción .

Hornos de oxígeno básico actualmente producen alrededor del 70 % del acero del mundo otro 29 % del acero se produce en hornos de arco eléctrico.

Hornos de arco eléctrico

El proceso de horno de arco eléctrico, o mini-mill, no implica manufactura del acero. Se vuelve a utilizar el acero existente, evitando la necesidad de materias primas y su procesamiento. El horno se carga con chatarra de acero, sino que también puede incluir un poco de hierro de reducción directa (DRI) o arrabio para el equilibrio químico.

El horno eléctrico de arco opera sobre la base de una carga eléctrica entre dos electrodos que proporcionan el calor para el proceso. La potencia se suministra a través de los electrodos colocados en el horno, que producen un arco de electricidad a través de la chatarra de acero (alrededor de 35 millones de vatios), que eleva la temperatura a 1600 ° C, la fusión de la chatarra. Cualquiera de las impurezas se puede eliminar mediante el uso de fundentes y drenar la escoria a través de la piqueta.

Hornos Eléctricos de Arco no utilizan el carbón como materia prima, pero muchos dependen de la electricidad generada por la planta de energía a carbón en la red en otro lugar.

Alrededor de 150 kg de carbón se utilizan para producir 1 tonelada de acero en hornos de arco eléctrico.

Inyección de carbón pulverizado

La tecnología de inyección de carbón pulverizado (PCI) implica la inyección de carbón directamente en el alto horno para proporcionar el carbono para la fabricación de hierro - el desplazamiento de el coque requerido para el proceso. Una amplia gama de carbones se puede utilizar en PCI, incluyendo carbón térmico que tiene un contenido de carbono inferior al carbón de coque. Este método tiene una serie de ventajas, incluyendo la reducción de los costes globales y la prolongación de la vida de las baterías de coque ya existentes.

Reciclaje

El acero es 100% reciclable, con unos 482 millones de toneladas de acero reciclado utilizado en 2007. El proceso de BOF utiliza hasta un 30% de acero reciclado (chatarra) y alrededor de 90-100% se utiliza en la producción de horno de arco eléctrico.

Carbón y cemento

La industria del cemento requiere de energía para producir el cemento y el carbón es una fuente importante de la energía necesaria.

El cemento es crítico para la industria de la construcción - se mezcla con agua, y grava formando concreto, uno de los materiales de construcción clave disponibles en la actualidad. La variación de la mezcla de cemento, arena y agregado permite variedad de concreto para ser utilizado en una amplia gama de aplicaciones. Los productos pueden ser diseñados con el color y la forma para dar cabida a una variedad de condiciones ambientales, los requisitos arquitectónicos y para soportar una amplia gama de cargas, tensiones e impactos.

Más de 3,3 mil millones de toneladas de cemento fueron consumidos a nivel mundial en 2010. Esto es 22% más que en 2007. Sólo el consumo de cemento de China llegó a más de 1,8 millones de toneladas, o un 38% más que en 2007.

¿Qué es el cemento?

El cemento se hizo a partir de una mezcla de carbonato de calcio (generalmente en forma de piedra caliza), sílice, óxido de hierro y alúmina. Un horno de alta temperatura, a menudo alimentada por carbón, se calienta la materia prima hasta una masa fundida parcial a 1450 ° C, transformándolas química y físicamente en una sustancia conocida como clinker. Este material guijarro-como el gris se compone de compuestos especiales

que consolidaran sus propiedades de unión. El clinker se mezcla con yeso formando un polvo fino para hacer cemento.

El carbón se utiliza como fuente de energía en la producción de cemento. Se requieren grandes cantidades de energía para producir cemento. Se requiere unos 200 kg de carbón para producir una tonelada de cemento y se necesita aproximadamente 300 a 400 kg de cemento para producir un metro cúbico de hormigón (Consejo Empresarial Mundial para el Desarrollo Sostenible, 2002).

Productos de la combustión del carbón (CCP), como cenizas volátiles también juegan un papel importante en la fabricación de cemento y en la industria de la construcción en general.

Productos de la combustión de carbón

Productos de la combustión del carbón (CCP) pueden jugar un papel importante en la producción de hormigón. PCC son los subproductos generados por la quema de carbón en las centrales eléctricas de carbón. Estos subproductos incluyen:

- Cenizas volátiles
- Cenizas
- Caldera de escoria
- Humos yeso de desulfuración

otros tipos de materiales, como cenizas de combustión de lecho fluidizado, cenosferas y residuos de depuración

Las cenizas volantes se puede utilizar para reemplazar o complementar cemento en el hormigón. En los EE.UU., por ejemplo, más de la mitad del hormigón producido se mezcla con cenizas volátiles.

Entre los beneficios ambientales más significativos de la utilización de cenizas volantes sobre cemento convencional es que las emisiones de gases de efecto invernadero (GEI) se pueden reducir considerablemente. Por cada tonelada de ceniza volátil utilizada para una tonelada de cemento portland (el tipo más común de cemento de uso general en todo el mundo) aproximadamente una tonelada de dióxido de carbono se impide que entre la atmósfera de la tierra. Las cenizas volátiles no requiere el proceso de secado al horno de alto consumo energético requerido por el cemento portland.

Usando PCC reduce las emisiones de gases de efecto invernadero, reduce la necesidad de espacio en los vertederos, y elimina la necesidad de utilizar materias primas primarias. Las cenizas volátiles produce un hormigón que es fuerte y duradero, con resistencia a la corrosión, la expansión álcali-agregado, sulfato y otras formas de ataque químico.

Se espera que los productos de la combustión de carbón a seguir desempeñando un papel importante en el mercado de concreto. También se espera que su uso en otros productos de construcción siga creciendo a medida que la construcción sostenible se haga más prominente y más arquitectos y propietarios de edificios entiendan los beneficios del uso de los PCC.

Carbón a líquidos

Convertir el carbón en un combustible líquido (CTL) - un proceso referido como licuefacción de carbón – permite al carbón ser utilizado como una alternativa al petróleo . Hay dos métodos diferentes para convertir el carbón en combustibles líquidos :

- La licuefacción directa funciona disolviendo el carbón en un disolvente a alta temperatura y presión . Este proceso es altamente eficiente , pero los productos líquidos requieren refinar aún más para lograr las características del combustible de alto grado .
- licuefacción indirecta gasifica el carbón para formar un " gas de síntesis " (una mezcla de hidrógeno y monóxido de carbono) . El gas de síntesis se condensa sobre un catalizador - el proceso de ' Fischer-Tropsch " - para producir productos de alta calidad, ultra- limpio .

Una serie de productos se puede hacer a través de estos procesos - ultra-limpio de petróleo y diesel , así como ceras sintéticas , lubricantes, materias primas químicas y combustibles líquidos alternativos tales como metanol y dimetil éter (DME) .

¿Dónde se utiliza?

Sudáfrica ha estado produciendo derivados de combustible del carbón desde 1955 y cuenta con el único carbón comercial para la industria de líquidos en funcionamiento hoy . No sólo son los combustibles CTL utilizados en los automóviles y otros vehículos , combustibles CTL Sudáfrica la empresa de energía de Sasol también tienen la aprobación para ser utilizados en aviones comerciales . Actualmente, alrededor del 30 % de la gasolina del país y las necesidades de gasóleo se produce a partir de carbón autóctono . La capacidad total de las operaciones de CTL de Sudáfrica se ubica actualmente más de 160.000 bbl / d.

CTL es especialmente adecuado para los países que dependen en gran medida de las importaciones de petróleo y que tienen grandes reservas nacionales de carbón. Hay un número de proyectos de CTL en todo el mundo en diversas etapas de desarrollo . Los combustibles líquidos a partir de carbón pueden ser liberados de una bomba existente en una estación de servicio a través de la infraestructura de distribución existente y utilizado, sin modificación, en el parque de vehículos actual.

Fuera de CTL de Transporte

Los combustibles producidos a partir de carbón también tienen potencial fuera del sector del transporte. En muchos países en desarrollo , los impactos de salud y preocupaciones locales de calidad del aire han impulsado las llamadas para el uso de combustibles limpios para cocinar . Sustitución de la biomasa tradicional o combustibles sólidos con gas licuado de petróleo (GLP), ha sido el foco de los programas de ayuda internacional . GLP sin embargo , es un derivado del petróleo - y por lo tanto se ve afectada por el gasto y la volatilidad de los precios del petróleo crudo . Carbón derivado de dimetil éter (DME) se presta particular atención en la actualidad , ya que es un producto que tiene una gran promesa como combustible doméstico . DME es no cancerígenos y no tóxico para manejar y genera menos monóxido de carbono y la contaminación del aire de hidrocarburos que el GLP . DME también se puede utilizar como una alternativa al diesel para el transporte, así como para aplicaciones de potencia en y fuera de la red .

Beneficios de CTL

Carbón a líquido tiene una serie de beneficios :

- El carbón es asequible y disponible a nivel mundial que los países puedan acceder a las reservas de carbón nacional - y un mercado internacional bien abastecido - y disminuir la dependencia de las importaciones de petróleo , esto mejora la seguridad energética.
- Líquidos de carbón pueden ser utilizados para el transporte , la cocina, la generación de energía estacionaria y en la industria química.
- Los combustibles derivados del carbón son bajos en azufre , baja en partículas, y bajo en óxidos de nitrógeno.
- Los combustibles líquidos a partir del carbón proveen combustible para cocinar ultra limpios , el alivio de riesgos para la salud de la contaminación del aire en interiores

El aumento de la demanda de energía y crecimiento del parque automotriz significa que es importante que los países revisen el saldo de su mezcla de suministro de energía. 96 % de toda la energía utilizada en el transporte proviene del petróleo , por lo tanto domina el sector del transporte . CTL - junto con el gas a líquidos (GTL) y la biomasa a líquidos (BTL) - permite a los países la opción de diversificar los suministros de combustibles líquidos.

El interés en la construcción de plantas de CTL tiende a aumentar cuando el precio del petróleo es alto y los países están preocupados por el costo de sus importaciones de petróleo. Cuando cae el precio del petróleo , la economía de carbón para plantas de líquidos son menos favorables .

Las emisiones de GEI

La conversión de cualquier materia prima en combustibles líquidos tiene un coste de energía . Las emisiones a través de todo el proceso tienen que ser considerados . Mientras que el carbón para procesar

líquidos es más intensivo en CO₂ que las refinerías de petróleo convencional, hay opciones para prevenir o mitigar las emisiones. Para el carbón a las plantas de líquidos, la captura y almacenamiento de carbono pueden ser un método de bajo costo de atender las preocupaciones de CO₂. ¿Dónde se realiza co - procesamiento de carbón y biomasa, y se combina con CCS, las emisiones de gases de efecto invernadero durante el ciclo de combustible lleno puede ser tan baja como la quinta parte de las de los combustibles suministrados por el petróleo convencional.

Gasificación subterránea del carbón

Gasificación subterránea de carbón (UCG) es un método de conversión de carbón insitu - carbón todavía en el suelo - en un gas combustible que se puede utilizar para la calefacción industrial, la generación de energía o la fabricación de combustible de hidrógeno, gas natural sintético o diesel.

Tecnología UCG permite a los países que están dotados de carbón a utilizar plenamente sus recursos de los depósitos de carbón de otro modo no recuperables en una forma económicamente viable y ambientalmente seguro. UCG convierte este recurso en productos de alto valor:

- Energía limpia
- Los combustibles líquidos
- syngas
- Los fertilizantes y otras materias primas químicas.

UCG utiliza un proceso similar a la gasificación en superficie. La principal diferencia entre los dos procesos de gasificación es que en la UCG la cavidad en sí se convierte en el reactor de modo que la gasificación de carbón se lleva a cabo bajo tierra en lugar de en la superficie.

UCG Proceso

El proceso de UCG básico consiste en perforar dos pozos en el carbón, uno para la inyección de los agentes oxidantes (agua / aire o mezclas de agua / oxígeno) y otra bien a cierta distancia para llevar el gas producto a la superficie.

El carbón en la base de la primera y se calienta a continuación a temperaturas que causarían normalmente el carbón se quema. Sin embargo, a través de la regulación cuidadosa del flujo de oxidante, el carbón no se quema, sino que se separa en el gas de síntesis. El gas de síntesis se extrae a continuación de la segunda también. Dos métodos diferentes de UCG han evolucionado y están disponibles comercialmente:

- Los pozos verticales combinadas con métodos para la apertura de la vía entre los pozos.
- perforaciones entripierna con tecnología adaptada de la producción de petróleo y gas que se puede mover el punto de inyección durante el proceso

Las pruebas realizadas en Europa a finales de la década de 1990 demostraron que era posible tener un mayor control de la perforación profunda, para crear las cavidades más grandes de la veta de carbón para los gases, y para proporcionar una combustión más eficiente. Además, mientras que el proceso había sido criticado anteriormente para la generación de grandes cantidades de hidrógeno como un subproducto inútil, el hidrógeno se encuentra ahora en la demanda como materia prima para la industria química y muestra potencial como un combustible alternativo para vehículos.

Las ventajas del uso de esta tecnología - especialmente en los mercados emergentes de China, India y Sudáfrica - son los bajos costos de la planta (como se requieren gasificadores de superficie) y la ausencia de costos de transporte de carbón.

UCG también presenta la oportunidad de reducir las emisiones, ya que hay menos emisiones superficiales. UCG tecnología también podría tener sinergias con la CAC como el CO₂ se podrían almacenar en la cavidad después de la gasificación del carbón.

Desarrollos , Proyectos e Intereses

En los últimos años se ha renovado el interés en UCG ya que la tecnología ha avanzado considerablemente.

- China tiene cerca de 30 proyectos en distintas fases de preparación que utilizan la gasificación subterránea del carbón .

India tiene previsto utilizar gasificación subterránea para acceder a un estimado de 350 millones de toneladas de carbón. En 2007 la India elaboró un informe sobre la situación de 93 páginas en el subterráneo de gasificación de carbón que puso de relieve el interés de muchas de las mayores empresas del país .

Sudáfrica empresas Sasol y Eskom tanto han UCG instalaciones piloto que han estado operando desde hace algún tiempo , dando información y datos valiosos.

En Australia , Linc Energy tiene el sitio de Chinchilla , que comenzó a trabajar por primera vez en 2000. Carbon Energy ha completado una exitosa jornada de estudio a escala comercial en 100 Bloodwood Creek en 2008.

Los proyectos de demostración y estudios son también actualmente en curso en varios países , incluyendo EE.UU. , Europa Occidental y Oriental , Japón , Indonesia , Vietnam , India, Australia y China, con el trabajo que se lleva a cabo por la industria y los centros de investigación

Una serie de cuestiones que hay que resolver antes de que se puede lograr un despliegue más amplio .

Comercio y Transporte de Carbón

El carbón es una industria global, el carbón es explotado comercialmente en más de 50 países y se utiliza en más de 70. El carbón es fácilmente disponible en una amplia variedad de fuentes en un mercado mundial bien abastecido . El carbón puede ser transportado a los centros de demanda de forma rápida, segura y fácilmente por barco y ferrocarril. Un gran número de proveedores están activos en el mercado internacional del carbón , ello garantiza un mercado competitivo y eficiente.

Transporte de Carbón

La forma en que el carbón se transporta al lugar donde se va a utilizar depende de la distancia a recorrer . El transporte de carbón se lleva a cabo generalmente por camión en distancias cortas . Trenes y barcos se utilizan para distancias más largas dentro de los mercados domésticos , o, alternativamente, el carbón se pueden mezclar con agua para formar una suspensión de carbón y se transportan a través de una tubería.

Las naves se utilizan comúnmente para el transporte internacional , en tamaños que van desde :

- Handysize - 40-45.000 DWT
- Panamax - unos 60-80.000 DWT
- Capesize - 80.000 DWT

21.3 Comercio de Carbón

El carbón se comercializa en todo el mundo , con el carbón transportado a grandes distancias por mar para llegar a los mercados .

Durante los últimos veinte años

El comercio marítimo de carbón térmico ha aumentado en promedio un 7 % cada año.⁴⁹

El comercio de carbón de coque por vía marítima ha aumentado en un 1,6 % al año.

El comercio internacional total en el carbón alcanzó 1 142 Mt en 2011 , en tanto que se trata de una importante cantidad de carbón que todavía sólo representa alrededor del 15 % del total de carbón consumido. La mayoría del carbón se utiliza en el país en el que se produce.

⁴⁹ BP, IEA, World Steel Association, WEC

Los costos de transporte representan una gran parte del precio total de las entregas de carbón, por lo tanto, el comercio internacional de carbón térmico se divide efectivamente en dos mercados regionales.

El mercado del Atlántico, integrado por los países de Europa Occidental importación, especialmente el Reino Unido, Alemania y España.

El mercado del Pacífico, que consiste en el desarrollo y los importadores asiáticos de la OCDE, en particular el Japón, Corea y Taipei Chino. El mercado del Pacífico representa actualmente alrededor del 57 % del comercio marítimo mundial de carbón térmico.

Indonesia ha superado a Australia como el mayor exportador de carbón del mundo. Se exportó más de 300Mt de carbón en 2011.

Australia sigue siendo el mayor proveedor mundial de carbón de coque, lo que representa aproximadamente el 50 % de las exportaciones mundiales.

Tabla 35: Exportadores Top de Carbón (2011e)

| | Total | Térmico | Coke |
|------------------|--------------|----------------|-------------|
| Indonesia | 309Mt | 309Mt | 0Mt |
| Australia | 284Mt | 144Mt | 140Mt |
| Rusia | 124Mt | 110Mt | 14Mt |
| USA | 97Mt | 34Mt | 63Mt |
| Colombia | 75Mt | 75Mt | 0Mt |
| Sudáfrica | 72Mt | 72Mt | 0Mt |
| Kazasthan | 34Mt | 33Mt | 1Mt |

Tabla 36: Importadores Top De Carbón (2011e)

| | Total | Térmico | Coke |
|----------------------|--------------|----------------|-------------|
| China | 190Mt | 146Mt | 38Mt |
| Japón | 175Mt | 121Mt | 54Mt |
| Corea del Sur | 129Mt | 97Mt | 32Mt |
| India | 105Mt | 86Mt | 19Mt |
| China Taipei | 66Mt | 62Mt | 4Mt |
| Alemania | 41Mt | 32Mt | 9Mt |
| UK | 33Mt | 27Mt | 6Mt |

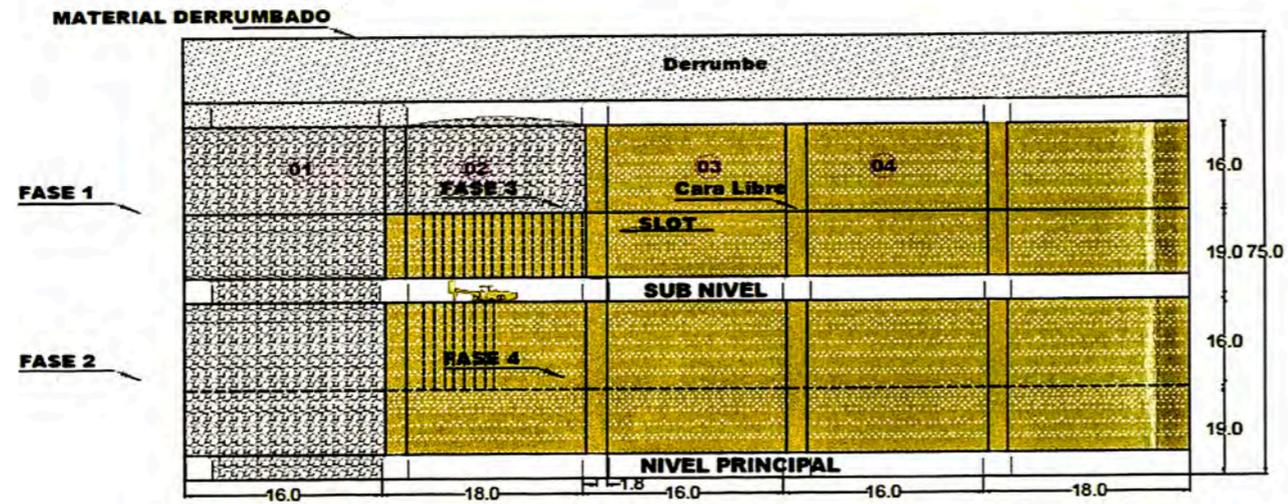
Sources: BP, IEA, World Steel Association, WEC

(e = estimated) (Mt = Million tonnes)

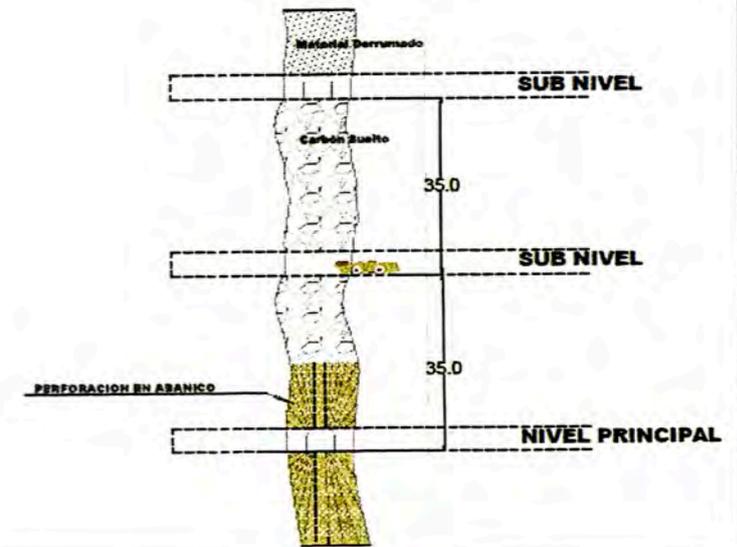
ANEXO C
PLANOS

Metodo de Minado de ancho (p), 3m < p < 10m

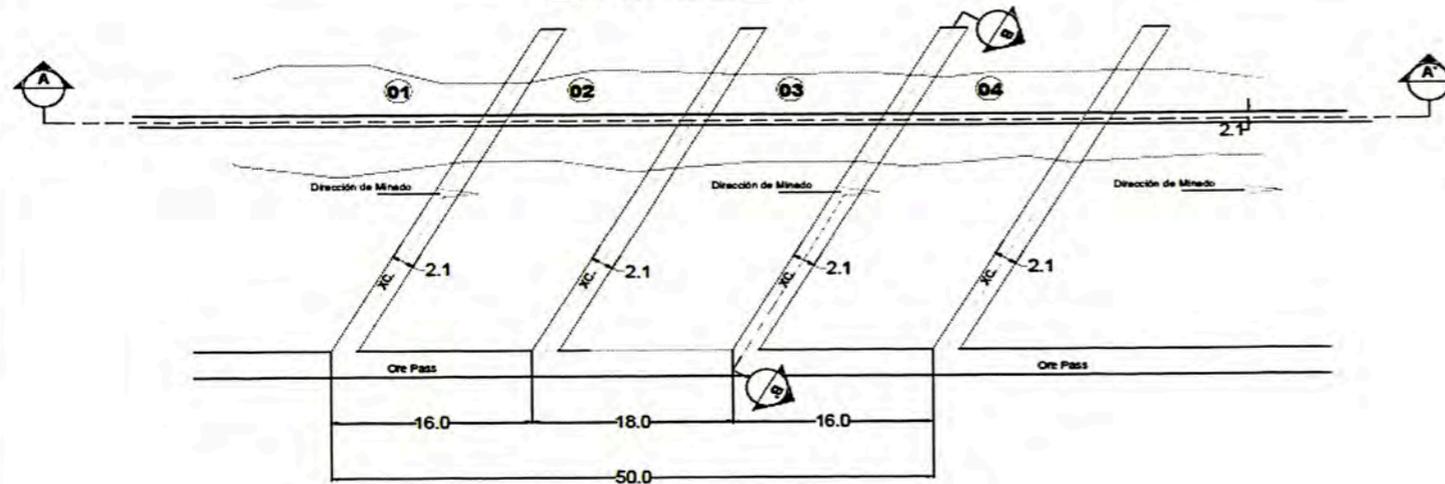
Vista en Sección A-A'



Vista en Sección B-B'



Vista en Planta C-C'



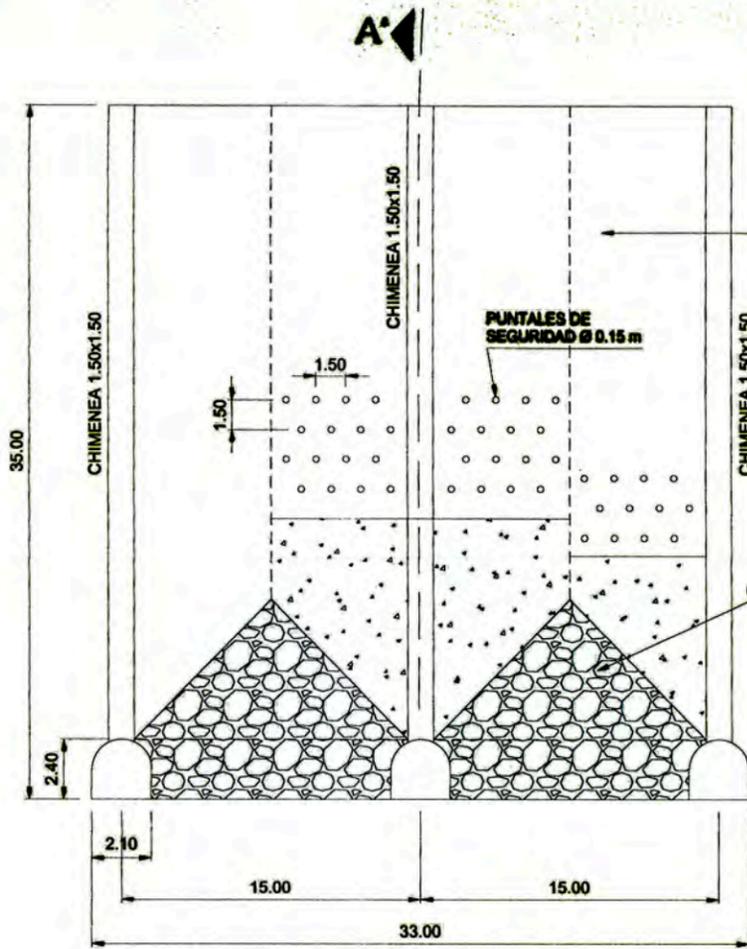
SIN_ESCALA

NOTAS:

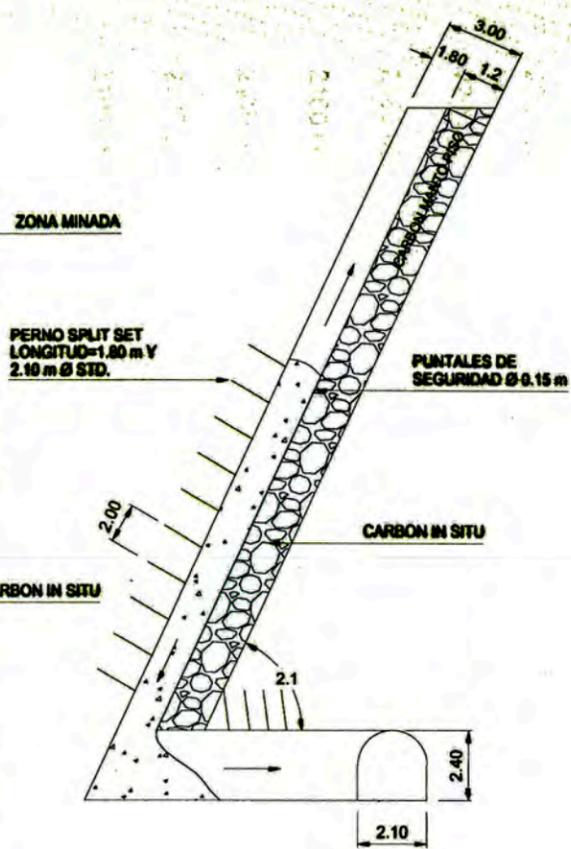
1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTÁN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL.
2. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

| | | | | |
|--|--|------------------|-------------------|-------------------|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA | | | |
| | TÍTULO DISEÑO DE TAJEO DE EXPLOTACIÓN-SUB LEVEL STOPING | | | |
| | DISEÑO: ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS | ESCALA: INDICADA | FECHA: MARZO 2014 | CAD: Dibujo 1.dwg |

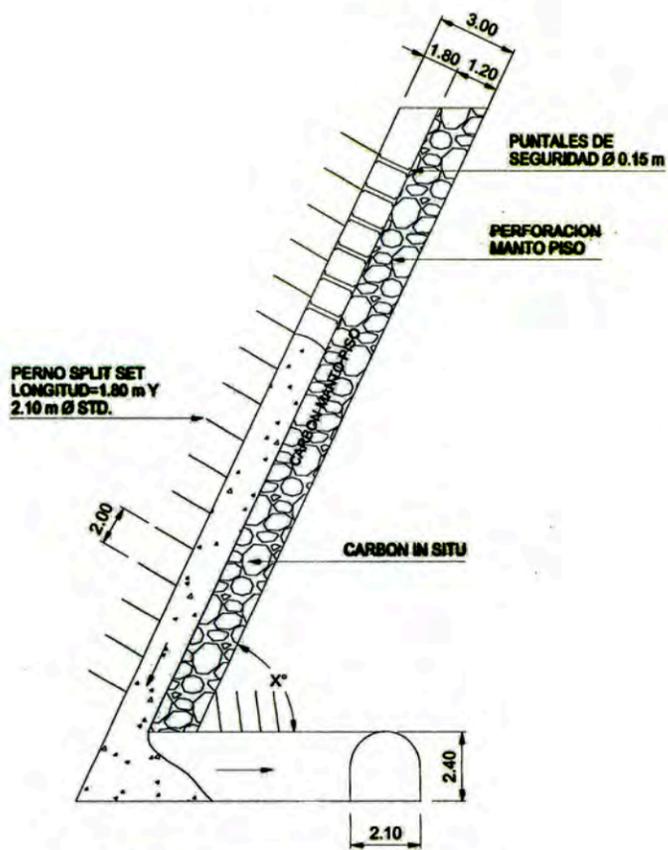
Figura 16: Método de Minado - Sub Level Stopping



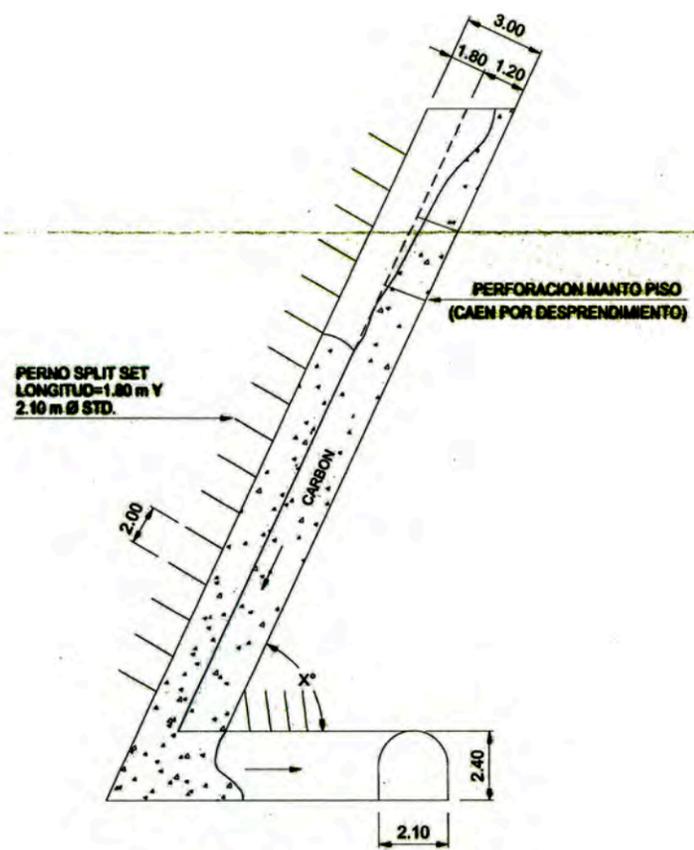
MODULO TIPICO



SECCION A-A' / FASE 1



SECCION A-A' / FASE 2



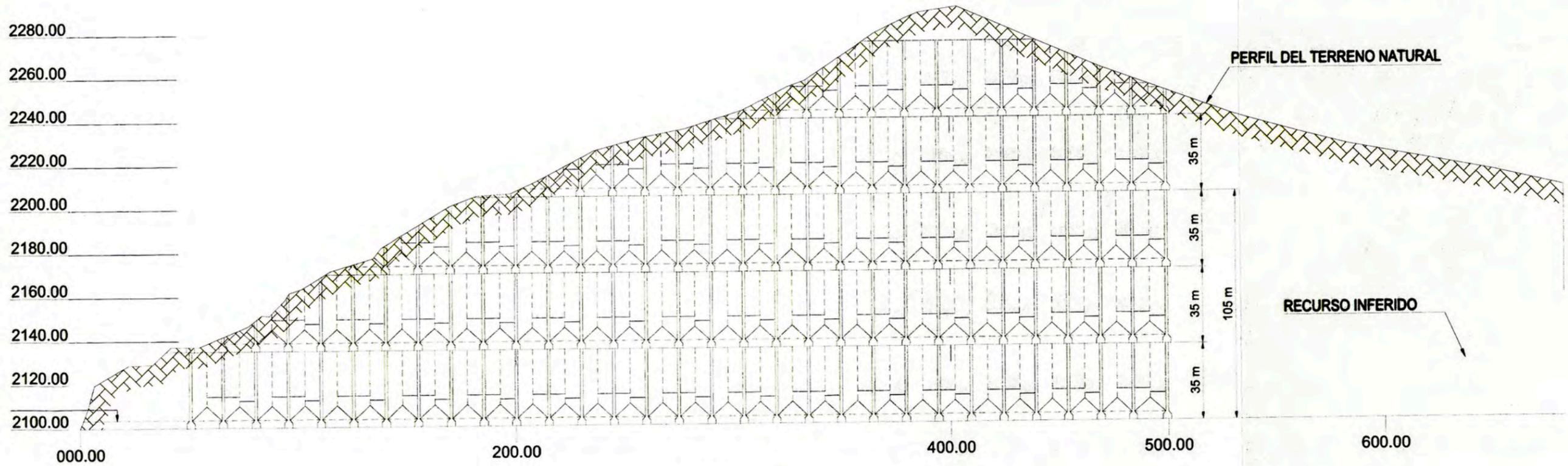
SECCION A-A' / FASE 3

NOTAS:

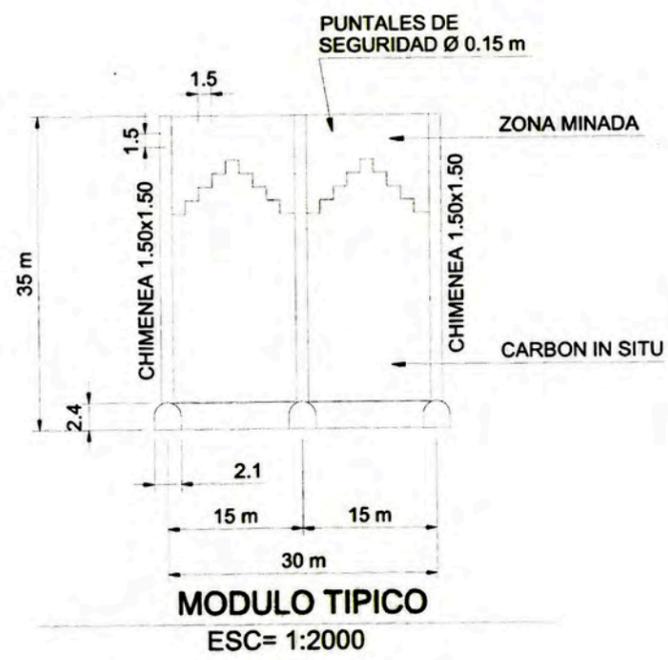
ESCALA = 1:500

1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTÁN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL.
2. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

| | | | | |
|---------------------------------|--|------------------|-------------------|-------------------|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA | | | |
| | TITULO | | | |
| | DISEÑO DE TAJEO DE EXPLOTACIÓN - SHIRINKAGE | | | |
| DISEÑO: ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS | | ESCALA: INDICADA | FECHA: MARZO 2014 | CAD: Diseño 2.dwg |



ESC= 1:2000

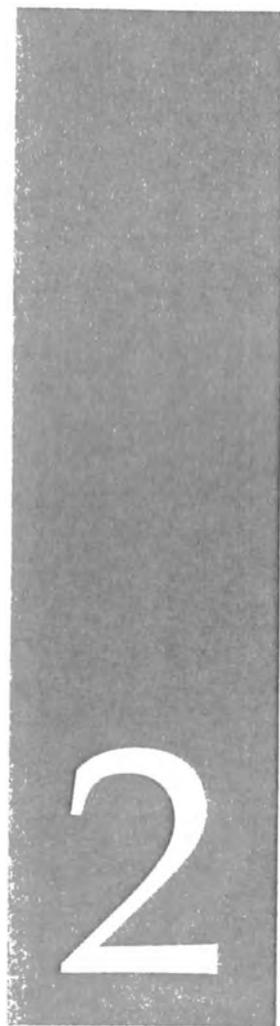


ESCALA = 1:2000

- NOTAS:
1. LAS UNIDADES MOSTRADAS EN EL PLANO ESTÁN EN EL SISTEMA INTERNACIONAL.
 2. LAS ELEVACIONES ESTÁN REFERIDAS A ALTURAS ORTOMÉTRICAS (mnm).
 3. LA CUADRÍCULA ESTÁ REFERIDA AL DATUM WGS 84, SISTEMA DE COORDENADAS UTM, ZONA 17S.
 4. LAS ESCALAS NUMÉRICAS MOSTRADAS EN LOS DIBUJOS SE APLICAN SOLO CUANDO LOS PLANOS SON IMPRESOS EN TAMAÑO A4.

| | | | | |
|--|---|------------------|-------------------|-------------------|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA | | | |
| | TÍTULO | | | |
| | METODO DE MINADO - PERFIL LONGITUDINAL | | | |
| | DISEÑO: ANIBAL RAMIRO MEZA LUIS | ESCALA: INDICADA | FECHA: MARZO 2014 | CAD: Diseño 3.dwg |

ANEXO D
SISTEMA DE CLASIFICACIÓN
RECURSOS Y RESERVAS
ECOCARBON



R Recursos Reservas

REPUBLICA DE COLOMBIA
MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA

SISTEMA DE CLASIFICACION DE
RECURSOS Y RESERVAS DE CARBON

La versión inicial de este sistema de clasificación, fue desarrollado
por la firma Muysquin Consultoría Ltda. en Abril de 1995,
por contrato para ECOCARBON



CONTENIDO

| | |
|---------------------------------|----|
| Resumen | 3 |
| Introducción | 3 |
| El Sistema de Clasificación | 7 |
| Guia General para la Evaluación | 15 |
| Conclusiones y Recomendaciones | 20 |
| Bibliografía | 21 |



RESUMEN

En el presente trabajo se propone un sistema de clasificación de recursos y reservas de carbón en Colombia. El ordenamiento de las diferentes categorías se hace de acuerdo con el grado de certeza geológica y el grado de seguridad técnica y económica. Se entiende por "recursos", únicamente volúmenes de carbón; se define como "reservas básicas", aquellos volúmenes de carbón que, a nivel de apreciación inicial, son potencialmente aprovechables; como "reservas disponibles", aquella parte de las reservas básicas medidas e indicadas que un estudio de pre-factibilidad coloca en los grados de aprovechamiento pre-económico y pre-marginal; y como "reservas explotables", aquella porción de las reservas básicas medidas que un estudio de factibilidad indica como económicamente extraíbles al momento de la clasificación. Para el propósito, se expresan conceptos, se dan definiciones, se fijan parámetros y se sugiere un procedimiento metodológico para facilitar la uniformización de las evaluaciones.

INTRODUCCION

OBJETIVO

El objetivo del trabajo es la definición de un sistema de clasificación que permita ordenar los recursos y reservas de carbón en Colombia, según el grado de certeza de la información geológica disponible y según el grado de seguridad técnica y económica del aprovechamiento de esos mismos recursos.

Este objetivo se justifica a la luz de la situación que se ha venido verificando en la realización de los estudios de evaluación de recursos y reservas de los yacimientos de carbón, tanto en sus aspectos geológicos como en los técnicos y económicos. Las diferentes clasificaciones utilizadas, con una nomenclatura tan abundante en sinonimias y homonimias y con el uso personalizado de las mismas, han llegado a impedir que los resultados de un trabajo pudieran ser

plenamente comparados con los de otros trabajos.

Este cuadro se vuelve aún más complejo si se considera que CARBOCOL y ECOCARBON han venido realizando su actividad exploratoria y de evaluación de yacimientos por contratos con firmas consultoras nacionales y extranjeras, las cuales han utilizado diferentes parámetros para la clasificación o, a veces, interpretaciones personales sobre sistemas de clasificación ampliamente difundidos. Es claro que esta situación sólo se obvia al crear una definición precisa de los términos aplicables a la realidad colombiana, al aceptar el firme convencimiento de la utilidad común en la adopción de criterios y normas y, finalmente, al exigir el cumplimiento de estos reglamentos. Todo esto pretende menmar el juicio personal del evaluador en la aplicación de métodos y en la interpretación de datos para evaluar un yacimiento.

METODOLOGIA

Los conceptos sobre la clasificación aquí propuesta se basan en el cuidadoso análisis de la literatura internacional sobre recursos y reservas, en el examen de los estudios de pre-factibilidad y factibilidad sobre algunos yacimientos de carbón colombianos y en amplias discusiones con geólogos e ingenieros de minas de la División de Análisis de Reservas de ECOCARBON. Esto permitió sopesar los diversos criterios, parámetros y metodologías, que constituyen el marco conceptual del presente trabajo, y adoptar aquellos que van a satisfacer la concepción y el desarrollo de esta clasificación.

Los trabajos consultados sobre exploración de yacimientos se presentan en la Bibliografía.

En cuanto a comparaciones entre los datos obtenidos durante la exploración de un yacimiento con aquellos conseguidos en su explotación, se pudo disponer de la información geológico-minera autorizada por ACERIAS PAZ DEL RIO S.A. y de la



de CARBOCOL y ECOCARBON, que son, en realidad, las únicas fuentes de información cierta sobre la cual se puede contar para fijar los valores límites de algunos parámetros.

Al analizar la información existente sobre la ordenación de normas y procedimientos, se hizo una selección de propuestas de clasificación (las de: Wood, et al., 1983; Hughes, J.D., et al., 1989; Kelter, D., 1991), que son acordes con la idea fundamental de concebir una clasificación de recursos que introduzca los factores conceptuales básicos: certeza geológica, seguridad técnica y económica, densidad de información proporcional a la complejidad geológica. Por tal razón se tomó la clasificación sistemática y las categorías de los recursos, establecidas por el USGS (1976. Wood et al, 1983) de acuerdo con la cantidad de la información geológica disponible y obtenidas con base en criterios físicos y químicos; solamente se han introducido cambios en los parámetros clasificatorios. Esta idea se ha unido a la propuesta de calificar el grado de aprovechamiento del recurso (económico o marginal versus pre-económico o pre-marginal), mediante la ponderación de la información técnica y económica disponible, es decir mediante el nivel de los estudios técnico-económicos realizados: (1) apreciación inicial, (2) pre-factibilidad, (3) factibilidad. En esta forma, el grado de seguridad en la evaluación económica del recurso se mide por lo profundo y exhaustivo de investigaciones económicas, conducidas por etapas que son las normalmente recorridas en la evaluación económica de un depósito mineral (Kelter, D., 1991; Wellmer, F.W., 1992).

En cuanto a los estudios exploratorios llevados a cabo en yacimientos colombianos, la literatura nacional ha contribuido a orientar especialmente el problema de la certeza geológica, que se basa en la distancia entre puntos de información; casi todos los consultores arriba mencionados han tenido que establecer un valor a este parámetro de acuerdo a la complejidad geológica que cada uno de ellos apreciaba en la respectiva área. Todas estas distancias, que se citan en

el capítulo "Análisis de los Valores Límites", son propuestas más que soluciones comprobadas para poder fijar este valor. Lo mismo puede decirse para todos los demás valores límites: espesor, calidad, profundidad en minería subterránea y a cielo abierto. En todo caso, en la asignación de valores para la distancia entre puntos de información se ha tomado en cuenta, de manera apreciativa, la complejidad geológica de las regiones carboníferas colombianas.

Las experiencias mineras vividas en el país por CARBOCOL-ECOCARBON y por ACERIAS PAZ DEL RIO, han sido básicas para la determinación de valores límites a los parámetros de distancia entre puntos de información, profundidad en minería subterránea y a cielo abierto, espesor de los mantos de carbón y calidad (véase: Análisis de los Valores Límites).

En este sistema de clasificación se sigue la recomendación de establecer que la lógica secuencia de etapas entre la exploración del depósito y la evaluación del yacimiento de carbón se lleve a cabo de acuerdo a procedimientos unificados (Wellmer, F.W., 1992); de esta manera se espera lograr la uniformidad en los resultados de la evaluación y la normalización de la terminología.

La mayor parte del texto, explicativo de este Sistema de Clasificación de Recursos y Reservas de Carbón, consiste de definiciones de categorías y términos geológicos y mineros, expuestos en forma de glosario, donde la definición del término es seguida por la descripción de los criterios conducentes a la misma definición y por los parámetros que limitan el significado del término.

Este sistema de clasificación pretende ser un avance en el esfuerzo de establecer una vía de comunicación a nivel nacional e internacional, dirigido a proveer reglas homologadas que conduzcan a cifras de recursos y reservas que puedan ser entendidas, comparadas e integradas en estudios de envergadura nacional e internacional. Y aspira, desde luego, a obtener el reconocimiento internacional.



ANTECEDENTES

En Colombia, con anterioridad al año de 1973, las reservas minerales de una región o de un yacimiento determinado se clasificaban o se agrupaban usando una serie de vocablos muy imprecisos, tales como seguras, positivas, ciertas, a la vista, probadas, semi-probadas, probables, posibles, geológicas; esto causaba una gran confusión en cuanto al verdadero significado de tales calificativos o en cuanto al simple uso de la palabra "reservas". Aun en años muy recientes, con base en criterios muy sutiles, se han introducido términos como reservas "diseñadas" y "arrancables" y hasta reservas "hipotético-económicas".

La razón para esta confusión radicaba en que los conceptos básicos sobre la materia y la terminología usada no tenían el mismo significado para todo el mundo.

Las discrepancias se debían en gran parte a diferencias de criterios en el uso de tales términos; además, toda evaluación de esta índole conllevaba un cierto grado de incertidumbre, ya que dependía mucho de la experiencia y el juicio del evaluador. En realidad, en la fijación de las reservas se aplicaban dos puntos de vista: el del geólogo y el del economista. El primero debía primar al comenzar la exploración del yacimiento y el segundo debía ser el que se adoptara cuando se trataba de estudiar la factibilidad económica de la explotación. Los puntos de vista del geólogo y los del economista se veían diferentes y a menudo se pudo creer que eran antagónicos, cuando en realidad eran y son complementarios. Tratándose de un prospecto comercial, el evaluador debe tener en cuenta ambos enfoques. En efecto, durante la exploración, tiene que formular y comprobar una serie de hipótesis e interpretaciones, que constituyen un complicado conjunto de incertidumbres llamado la "incógnita geológica de la evaluación". Además, en la estimación del tonelaje que se puede extraer económicamente, el evaluador debe tomar en consideración la localización del yacimiento, la infraestructura, el transporte, la minería, la técnica aplicable a su aprovechamiento, los precios y condiciones del mercado, para resolver sólo algunos de los interrogantes que constituyen la

"incógnita económica".

Ante este cúmulo de confusiones e incertidumbres que se verificaban también a nivel internacional, las Naciones Unidas recomendaron, en 1969, un sistema internacional de clasificación de los recursos minerales y una serie de definiciones sobre la terminología aconsejada, para tratar que todo el mundo hablara el mismo idioma y agrupara los estimativos de acuerdo con su grado de certeza (Blondel, F., Lasky, S.G., 1969). Estas sugerencias se venían a añadir a aquellas que provenían de Norteamérica y de Europa, donde se tenían la mismas dificultades.

En 1976, el "United States Geological Survey" y el "U.S. Bureau of Mines" adoptaron la filosofía y la terminología que aparecen en los documentos oficiales del U.S. Geological Survey: Professional Paper 820, de 1973, y Bulletin 1450-B, de 1976. Tales publicaciones explican los detalles del sistema. Pero, en general, tal sistema, si bien acierta en dar una clasificación según la componente del grado de certeza geológica, y en discriminar los recursos en económicos, marginales y sub-económicos, no logra ofrecer una medida del grado de seguridad económica.

A partir de esa época, el USGS vino introduciendo mejoras a esta metodología, llegando a desarrollar y publicar, en el año de 1983, un glosario, junto con un sistema de clasificación de referencia, capaz de proporcionar estimativos de los recursos del carbón, pero siguió siendo impreciso en ofrecer una medida de seguridad a la determinación del grado de aprovechamiento.

En el año de 1989, el Geological Survey of Canada introdujo la idea de fijar los criterios definitorios de las diferentes categorías de recursos y reservas, en función de la complejidad geológica de una región. Esta idea deriva de la necesidad de balancear la densidad de los puntos de información con la intensidad de los cambios estratigráficos y estructurales sufridos por las rocas de una región. Este concepto es sumamente importante para el



medio geológico del territorio nacional, aunque se tenga que aclarar que aquí la información geológica no es tan detallada para permitir la clara discriminación de los niveles de complejidad de todas las áreas, como en el caso de Canadá.

Se llega así al año de 1991, cuando Dietmar Kelter, del Instituto Federal para las Geociencias y los Recursos Naturales de Hannover, partiendo de la necesidad de obtener una medida de la confiabilidad de la evaluación técnica y económica, introdujo un nuevo criterio en la clasificación de los carbones: el grado de seguridad técnica y económica, que mide la cantidad y la profundidad de las investigaciones técnico-económicas acometidas, a través de la existencia o menos de estudios de pre-factibilidad y de factibilidad. El trabajo de Kelter, sin embargo, se limita a dar las definiciones sobre la componente de la seguridad económica, dejando abiertos algunos interrogantes sobre el significado económico de las categorías indicadas e inferidas. En efecto, este último sistema de clasificación:

1. presenta como reservas extraíbles también las cantidades de carbón colocadas en la categoría de indicadas. Esto contradice la misma conclusión de ese autor de que los estudios de factibilidad se deben llevar a cabo solamente sobre las reservas medidas (Kelter, D., 1991:358 y fig.6). En realidad, se trata de cantidades sólo potencialmente aprovechables (pre-económicas), sobre las cuales el mismo autor dice: "... so that normally no reserves figures will be stated ..." (ibidem).

2. incluye entre las reservas, recursos que son apenas inferidos, enfatizando que "No reserves figures will be stated in this class." (ibidem).

Aquí en Colombia, en 1979, INGEOMINAS produjo un documento (Durán, R., et al., 1979:15), donde expresa el siguiente concepto: "El incremento del mercado internacional del carbón ha obligado a buscar una clasificación internacional para este material. Hasta hace pocos años, los distintos países productores de carbón

tenían, y aún conservan, sus propios sistemas de clasificación, lo cual ha conducido a diferentes terminologías para describir carbones similares o idénticos, creando naturalmente una confusión en la evaluación y comparación en el mercado internacional". En 1981, produjo otro documento (Durán, R., et al., 1981:20), donde manifiesta que sigue "muy de cerca la filosofía, los conceptos y la terminología acordados conjuntamente por el U.S. Bureau of Mines y el U.S. Geological Survey en 1973".

Se llega así, a nivel nacional, a las investigaciones conducidas por CARBOCOL y por ECOCARBON en El Cerrejón y en otras partes del país. Adquirida la obligación de evaluar la disponibilidad geológica del carbón, estas dos entidades acometieron estudios sobre las zonas carboníferas de interés, aplicando los criterios de evaluación más modernos y las técnicas más avanzadas. En esta actividad, no obstante que las firmas consultoras evaluarán los yacimientos siguiendo los criterios y las normas del sistema de clasificación norteamericano, la falta de una aplicación rígida de éste condujo a formulaciones personales y terminologías propias en la evaluación de las reservas de los yacimientos.

Esta disparidad es particularmente notoria a nivel de evaluación técnica y económica, donde la terminología abusa de sinónimos y homónimos, lo cual resalta la insuficiencia de los sistemas de clasificación de recursos y reservas propuestos en el exterior. A este respecto, las normas norteamericanas (Wood, et al., 1983) son demasiado generalizadas, sin contar que la certeza geológica es definida por valores de distancias entre puntos de información, demasiado altos para permitir el adecuado conocimiento de los yacimientos colombianos.

Esta situación indujo a ECOCARBON a promover la redacción de un Sistema de Clasificación que, partiendo de las condiciones geológicas presentes en el territorio nacional, conulgara con las principales ideas internacionales y permitiera la comunicación con los



geólogos, ingenieros de minas e inversionistas nacionales y extranjeros.

De tal forma se llega a la presentación de este trabajo, dirigido a geólogos, ingenieros de minas y de especialidades afines, que propone un sistema de clasificación, revisado y actualizado, basado en los conceptos del Coal Association of Canada, del Gesellschaft Deutscher Metallhütten und Bergleute de Hannover y del United States Geological Survey, modificados en el sentido de que se han organizado categorías de recursos, discriminadas según grados de certidumbre tanto geológica como económica, las cuales *miden el progresivo avance de la evaluación de un proyecto minero hacia un objetivo pre-establecido y específico.*

EL SISTEMA DE CLASIFICACION

Reuniendo y complementando las ideas hasta aquí expuestas, este sistema de clasificación emplea conceptos mediante los cuales los carbones son dispuestos en categorías de recursos y reservas concebidas sobre las bases de la certeza geológica de su existencia y la factibilidad económica de su recuperación. Esta idea está plasmada en una disposición de las categorías según las coordenadas X y Y (Figura 1). Sobre la coordenada de las X, de derecha a izquierda, se colocan las categorías que significan el incremento de la certeza geológica, mientras que, sobre la coordenada de las Y está representado, de abajo hacia arriba, el incremento de los conocimientos técnicos y económicos obtenidos sobre un yacimiento de carbón mediante la realización de estudios de pre-factibilidad y de factibilidad.

Como en el caso de otros sistemas de clasificación el incremento de la certeza geológica se expresa mediante los términos "especulativo", "hipotético", "inferido", "indicado" y "medido", cuyo significado radica en que representan volúmenes determinados por puntos de información

más o menos distantes; en último análisis, la densidad de la información define la certeza geológica (véase: Glosario).

Se usa el término de complejidad geológica para hacer referencia, de manera apreciativa, a la frecuencia de los cambios estratigráficos verticales y horizontales y a la intensidad de las deformaciones y dislocaciones sufridas por las capas de una región. En este sistema de clasificación se propone que la cantidad de puntos de información sea mayor por unidad de área, con respecto a otros sistemas. Se ha llegado a esta determinación después de analizar la situación geológica de las unidades carboníferas en el territorio nacional que, sin llegar a una complejidad extrema, sí requiere de una adecuada red de puntos, si se desea asegurar un cierto grado de conocimiento. Además, se consideraron los resultados de la experiencia minera y la opinión de la consultoría, que tienden a reducir las distancias entre puntos de medición en aras de mitigar el riesgo geológico en la evaluación (véase: Análisis de los Valores Límites). Por consiguiente, desde el punto de vista de la certeza geológica, las categorías de recursos y reservas quedan definidas de la siguiente manera:

- A. "Medidas"; los puntos de información distan hasta 500m, el uno del otro; esto equivale a una influencia de hasta 250m contados a partir de un punto de información.
- B. "Indicadas"; los puntos de información distan entre 500 y 1.500m, el uno del otro; esto equivale a una influencia de hasta 500m comprendida entre los 250m y los 750m contados a partir de un punto de información.
- C. "Inferidas"; los puntos de información distan entre 1.500 y 4.500m, el uno del otro; esto equivale a una influencia de hasta 1.500m comprendida entre los 750m y los 2.250m, contados a partir de un punto de información.
- D. "Hipotéticas"; los puntos de información son distantes más de 4.500m, entre sí.



E. “Especulativas”; no hay puntos de información o son sumamente distantes.

El incremento de los conocimientos técnicos y económicos, que está representado sobre la coordenada de las Y (Figura 1), se expresa mediante los términos “recursos”, “reservas básicas”, “reservas disponibles” y “reservas explotables”, los dos últimos con su respectivo grado de aprovechamiento. Estos términos indican volúmenes de carbón, que van adquiriendo, mediante diferentes niveles de estudios de evaluación técnico-económica, un significado económico más preciso y confiable.

Al principio, antes de acometer cualquier tipo de evaluación económica, el evaluador cuenta únicamente con volúmenes de carbón que, en este sistema de clasificación, se han colocado dentro de la categoría de “recursos”, ya discriminados de acuerdo al grado de certeza geológica alcanzado con la exploración. En esta categoría se han colocado todas las capas de carbón que ocurren en un área, excluyéndose aquellas de espesor inferior a los 0,40m y aquellas localizadas a profundidades superiores a los 1.200 metros (véase: Análisis de los Valores Límites).

El evaluador, al momento de tomar en consideración el aprovechamiento de los volúmenes de carbón, está obligado a llevar a término una primera apreciación sobre el valor económico de estos recursos; tal apreciación inicial no puede ser diferente a la de una simple aceptación y aplicación de valores límites derivantes de la comparación con situaciones mineras patrones, imperantes en una región. Es así que se llega, en este sistema, a la definición de la categoría “reservas básicas”, que representan los volúmenes de carbón con que se cuenta para un eventual aprovechamiento económico. Para calcularlos, se han establecido unos valores límites en cuanto a espesor, profundidad, profundidad de la explotación, desnivel, calidad y rango se refiere, cuyos valores se darán y justificarán en el aparte “Análisis de los Valores Límites”.

Cabe anotar que con el progresivo avance

de la evaluación económica no solamente se persigue incrementar el grado de seguridad técnica y económica, sino que se debe procurar que los volúmenes de carbón adquieran un grado siempre mayor de certeza geológica para que la evaluación económica misma tenga significado y cumpla con sus objetivos. Por esto, la categoría de inferidas tiene importancia en el nivel de apreciación inicial, por cuanto señala, junto con las categorías medidas e indicadas, el potencial en carbón de un yacimiento; pero su bajo grado de certeza geológica no permite tomarla en consideración al momento de llevar a cabo el estudio de pre-factibilidad.

Para identificar de forma tangible la oportunidad de la inversión en un proyecto minero, es necesario aclarar la relación entre las reservas básicas y el objetivo prefijado al proyecto, actividad que se cumple con el estudio de pre-factibilidad. Es precisamente con el análisis de las reservas básicas, que se escogen aquellas cantidades cuyo grado de certeza geológica garantiza un volumen suficiente de carbón para el alcance exitoso del objetivo del proyecto. Este volumen de carbón, subdividido en los grados de aprovechamiento pre-económico y pre-marginal, se define aquí como “reservas disponibles”. En consecuencia, justo para otorgar una mayor certeza geológica al esfuerzo de incrementar la seguridad técnica y económica, se ha establecido que sólo las reservas básicas medidas e indicadas entren a constituir las reservas disponibles, pero, en una predeterminada proporción (medidas: >60%; indicadas: <40%); esto equivale a decir que los puntos de medición no deben estar alejados los unos de los otros por distancias superiores a tres veces la distancia establecida para el cálculo de las reservas básicas medidas. Naturalmente el estudio de pre-factibilidad no es un paso obligatorio dentro de la secuencia de niveles de evaluación económica, sino apenas una opción sobre la cual debe existir una decisión; es completamente viable pasar de la apreciación inicial al estudio de factibilidad.

El estudio de factibilidad es la evaluación de un proyecto que habilita para tomar la decisión definitiva sobre el proyecto mismo.



El estudio de factibilidad debe suministrar una base técnica, económica y comercial para tomar la decisión sobre inversiones a realizarse en un proyecto minero-industrial. La optimización en la búsqueda de este objetivo tiene que sustentarse sobre una cantidad de reservas que tengan el más alto grado de certeza geológica. Es por esta razón que, para llevar a cabo el cálculo de las reservas explotables, en este sistema de clasificación se tienen en cuenta solamente las reservas básicas medidas.

El sistema propone que se elimine la importancia hasta ahora atribuida al concepto "subeconómico", por cuanto aquella parte del recurso (medido, indicado e inferido) que se descarte por su espesor demasiado delgado, o demasiado profundo para la minería subterránea y para la minería a cielo abierto, o que vaya a constituir las pérdidas de explotación, o que por cualquier otro motivo no reúna los criterios para entrar en la categoría de la "reserva básica", queda dentro de los recursos, en la categoría de los recursos restantes, después de explicar claramente los criterios y parámetros que condujeron a tal determinación.

Fuera de las categorías que aparecen en el formato (Figura 1), el sistema de clasificación tiene prevista la definición y la posibilidad de cuantificar los recursos pertenecientes a las categorías adicionales antes mencionadas; a saber:

1. los recursos restringidos, es decir, aquella parte de cualquier categoría de recursos cuya producción es prohibida por leyes y reglamentos.
2. las reservas agotadas, es decir, las cantidades de carbón que han sido explotadas, más las pérdidas de explotación.

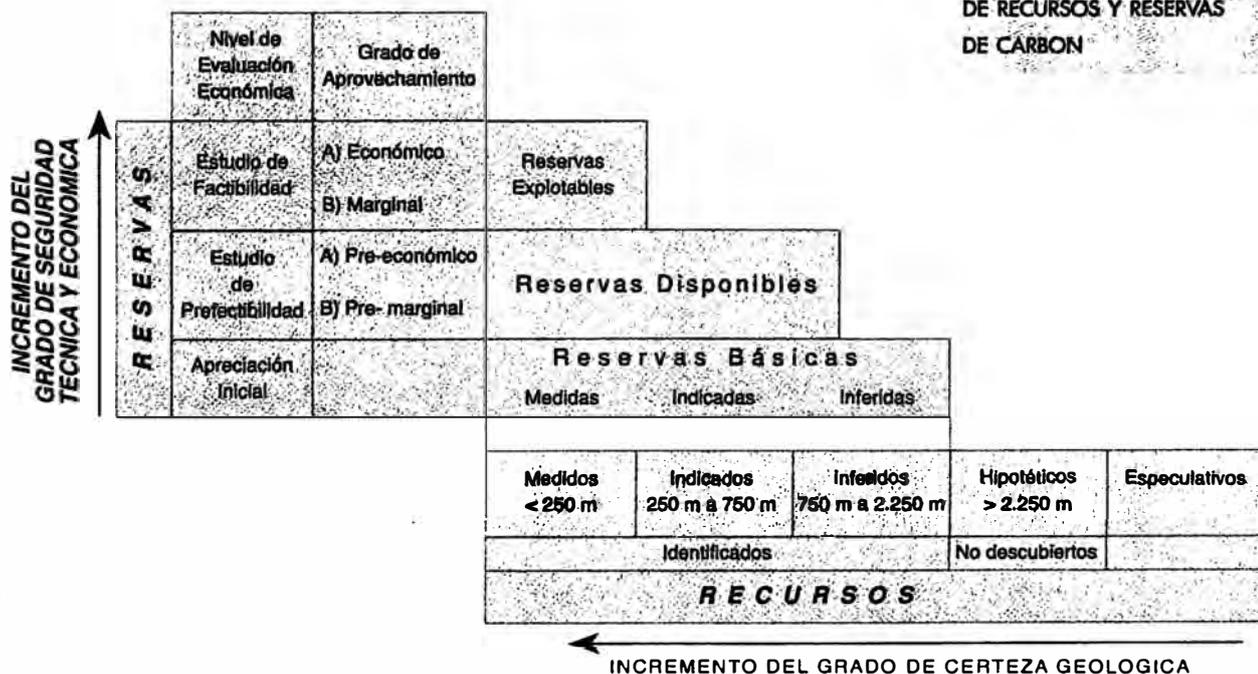
CRITERIOS DE CLASIFICACION

La clasificación del carbón en recursos y reservas depende de la certeza geológica de su existencia y de la seguridad técnica y económica de su extracción (Figura 1).

El grado de la certeza geológica

El conocimiento geológico del carbón se establece mediante las interrelaciones de:

FIGURA 1
SISTEMAS DE CLASIFICACION
DE RECURSOS Y RESERVAS
DE CARBON





1. Conceptos, ideas y modelos sobre patrones sedimentarios, y

2. Características estructurales relativas a deformaciones y dislocaciones de los mantos, que definen su distribución espacial.

La comprensión de las modalidades de interrelación de estos dos elementos produce aquella configuración tridimensional que asegura la existencia y la continuidad de las capas de carbón con su calidad. Así, la confiabilidad de la información geológica se obtiene gracias a la claridad en las correlaciones entre capas de carbón y entre las rocas supra y subyacentes.

Pero, el grado de certeza geológica, se mide mediante la adopción de valores para el factor que la experiencia en las exploraciones nacionales y la literatura geológica internacional (Wood et alii, op. cit.) han fijado en su valor definitorio: la distancia entre los puntos de información donde se ha medido y muestreado el carbón.

El grado de seguridad técnica y económica

Siguiendo una propuesta recién publicada (Kelter, D., 1991), la seguridad técnica y económica de la extracción del recurso es función del detalle y perfección con que se ha realizado el estudio económico, detalle que normal y convencionalmente se manifiesta, en el ámbito internacional, mediante los diferentes "niveles de evaluación técnico-económica". El grado de seguridad técnica y económica se va a medir por tanto mediante el nivel de los estudios conducidos a término: (a) apreciación inicial; (b) estudio de pre-factibilidad; (c) estudio de factibilidad (Figura 1).

En el nivel de apreciación inicial, se aplican valores límites en relación con el espesor de los mantos, el contenido de cenizas, el contenido de azufre total, la profundidad y el desnivel máximos (para minería subterránea) y la profundidad de la explotación (para minería a tajo abierto)

con el fin de ascender los recursos a la categoría de reservas básicas. Estos valores se tratarán en el aparte "Análisis de los Valores Límites". En cuanto a la relación estéril/carbón, los trabajos de naturaleza económica sobre el carbón, muestran claramente la tendencia a considerar este factor sólo a partir del nivel de pre-factibilidad económica.

El incremento del grado de seguridad técnica y económica conduce también a definir diferentes grados de aprovechamiento de las reservas: económico/marginal versus pre-económico/pre-marginal. Los factores que se toman en cuenta para establecer estas diferencias son los siguientes:

1. factores físicos y químicos, como la distancia entre puntos de información, el espesor de los mantos y del estéril, la profundidad, la extensión superficial, la calidad y el rango del carbón;
2. variables económicas tales como el precio del carbón, los sistemas de explotación, los costos en equipos mineros utilizados, laborales, de procesamiento, del transporte, en impuestos, en tasas de interés, la demanda y el suministro de carbón;
3. leyes ambientales, restricciones, disposiciones judiciales.

El concepto de "marginal" y de "pre-marginal" se aplica a aquellos volúmenes de carbón que no son explotables en el momento, pero que son aprovechables cuando los factores técnicos y económicos alcancen las condiciones favorables previstas para que tal cantidad se vuelva explotable.

DISPOSICIONES

Fijados los criterios, el sistema de clasificación establece normas para:

1. asignar las cifras a las categorías de reservas y de recursos medidos, indicados, inferidos e hipotéticos, con base en las áreas de influencia de los puntos de medición, en



espesores y en profundidades de los mantos (según sus diferentes rangos y calidades);

2. determinar las reservas básicas, las cuales hacen parte de los recursos identificados, pero ya ligadas a consideraciones económicas aunque iniciales (Figuras 1, 2);

3. determinar las reservas disponibles, resultantes de las reservas básicas medidas más las indicadas, con base en los estudios técnicos y económicos realizados a nivel de pre-factibilidad (Figura 2);

4. calcular las reservas explotables, en cuanto cantidades económicamente aprovechables en el presente, y partiendo únicamente de las reservas básicas medidas (Figuras 1, 2);

5. diferenciar las reservas marginales, en cuanto extraíbles con utilidades en el futuro, al verificarse cambios menores de naturaleza técnica y económica.

Para aclarar al lector las relaciones conceptuales entre cada una de las categorías y su jerarquía, así como para ilustrar la categorización de acuerdo con las definiciones y criterios aplicados, en este sistema de clasificación se incluye un esquema que indica la distribución de las diferentes categorías de recursos y reservas. La figura 2 presenta este esquema.

ANÁLISIS DE LOS VALORES LÍMITES

A lo largo del próximo capítulo (**Definiciones relativas al sistema de clasificación**) se van a dar las definiciones de una gran cantidad de términos de la más variada naturaleza; algunos de estos, especialmente los referentes a las categorías de recursos y de reservas básicas, se enuncian con base en valores límites que se han obtenidos de la experiencia minera nacional, y por comparación con situaciones similares pertenecientes a la literatura internacional. Para llevar a cabo esta actividad se ha tenido presente tanto la

literatura internacional ya mencionada, como los numerosos estudios que sobre diferentes yacimientos de carbón han sido ejecutados, bajo encargo de CARBOCOL y de ECOCARBON, por compañías de consultoría públicas y privadas, nacionales y extranjeras. Estos estudios conforman un abanico de experiencias geológicas y de opciones técnicas que han enriquecido la base cultural de este trabajo.

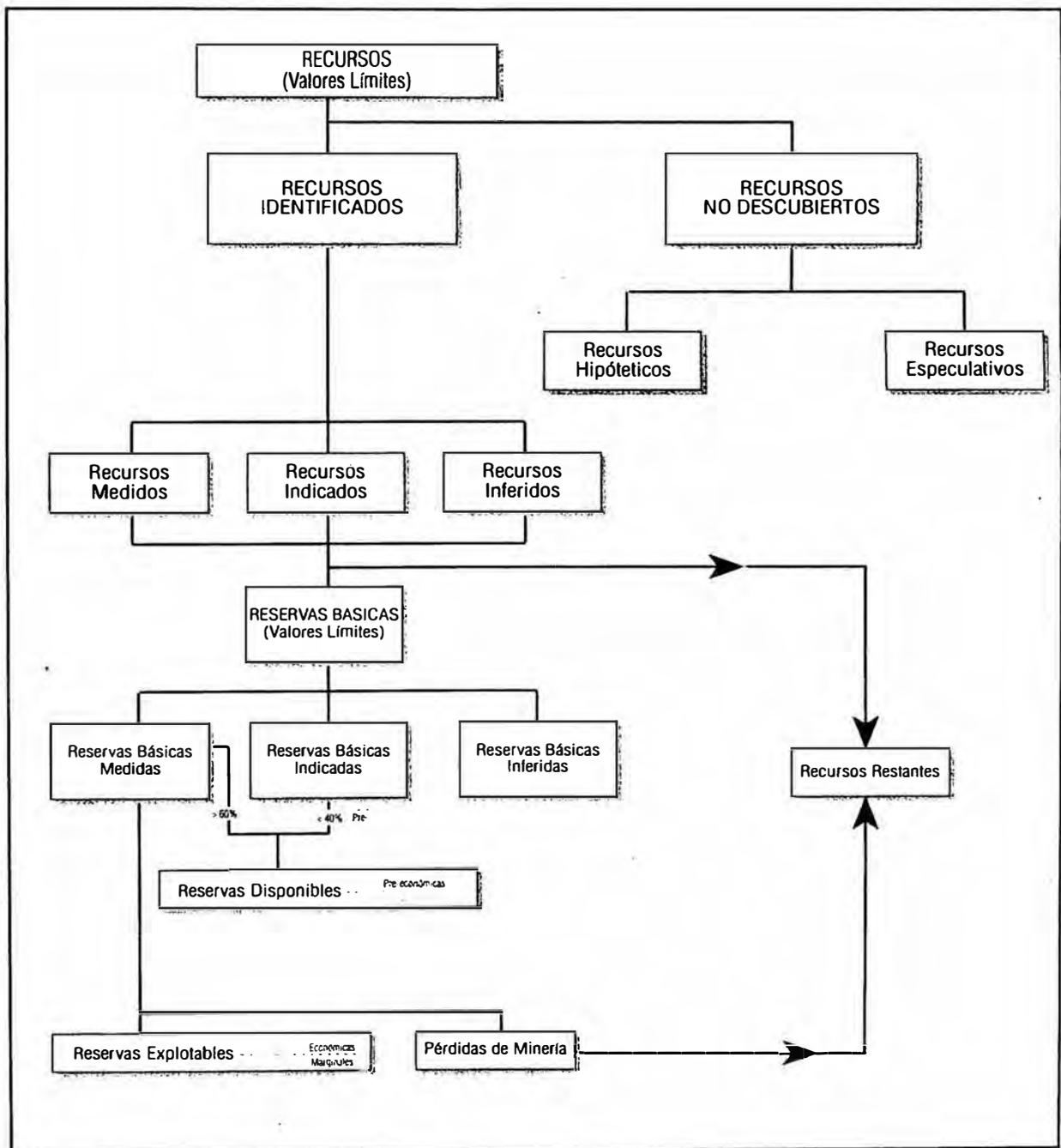
Calidad: Entre todos los valores límites que se puedan considerar para que un carbón entre o no a participar en los cálculos de reservas básicas, el contenido de cenizas y de azufre son los más significativos; se ha establecido que el contenido de cenizas debe ser inferior al 33% y el de azufre total debe ser inferior al 3% para toda clase de carbón (tabla 1). Los datos suministrados por ECOCARBON (Rodríguez, E., 1995) con respecto a las cenizas, indican que a lo largo del país se tienen los siguientes valores promedios: 7 a 8,30% en Guajira, 5,61% en La Loma, 5,28% en La Jagua, 10,32% en Calenturitas, 17,0% en San Jorge, 13,40% en Paipa, 10,19% en Cundinamarca, 8,67% en Antioquia, y 26,62% en el Valle; dado que los valores máximos van del 11,35% al 41,29%, excepto en el Valle donde se explota carbón impuro de hasta 50,34%, el valor propuesto del 33% encaja bien con estas características.

En cuanto al azufre, los valores promedios son de 0,70% en Guajira, 0,59% en La Loma, 0,62% en La Jagua, 0,72% en Calenturitas, 1,50% en San Jorge, 3,44% en Paipa, 0,84% en Cundinamarca, 0,51% en Antioquia y 2,87% en el Valle; los valores máximos van del 0,84% al 7,05%; por lo tanto el valor escogido del 3% cubre el promedio general de los carbones y sólo excluye los picos más notorios. Para el caso de los carbones coquizables, Durán, et alii (1981:14) fijan el contenido máximo de cenizas en 12%.

Desnivel: La diferencia de cota, hacia abajo, entre el nivel de base de una mina subterránea y la cota del manto de carbón (a lo largo de la cual la extracción del carbón es en contra de la gravedad), se fija, para el cálculo de las reservas básicas, en 300m (tabla 1). Esto, naturalmente, siempre y cuando no se sobrepase el otro valor



FIGURA 2
ORDEN DE LAS CATEGORIAS





límite representado por la profundidad (entre el manto y la superficie) de 600m. Los trabajos llevados a cabo por la consultoría (Enamdimsa, 1978; Procarbón, 1985b) confirman este valor máximo para el desnivel.

Distancia desde los puntos de medición: Las categorías de "medido", "indicado", "inferido" e "hipotético" se definen mediante distancias máximas contadas a partir del punto de medición más cercano. Estos valores se han fijado en 250m, en 750m, en 2.250m y >2.250m, respectivamente (véase: Sistema de Clasificación).

Los valores derivan de haber constatado que la totalidad de las exploraciones que se han conducido, aquí en Colombia, con la idea de pasar seguidamente a la

explotación, son muy conservadoras en cuanto a estas distancias se refiere.

En la literatura geológica internacional (Hughes et al., 1989) se han hecho intentos para fijar las distancias entre puntos de medición en función de la complejidad estratigráfica y estructural de un área. A nivel comparativo, de acuerdo a la descripción que los autores anteriores hacen de sus modelos, la deformación de los yacimientos colombianos conocidos se puede aproximar a la que se ha definido como "moderada" y "compleja" (op. cit.: tabla 5). En particular, se pueden considerar los yacimientos de la Costa Atlántica como moderadamente deformados, los de las cordilleras Central y Oriental como marcadamente deformados y los de la Cordillera Occidental como intensamente deformados.

TABLA No. 1.

Valores Límites para el Cálculo de los Recursos y las Reservas Básicas

| VALORES LÍMITES | | | | | | | | | |
|--------------------|-------------------|--------|---------|----|-------------------------------|---|-----------------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | ESPESOR EN METROS | | CALIDAD | | DISTANCIA MÁXIMA ENTRE PUNTOS | PROFUNDIDAD MÁXIMA INICIAVACION EN METROS | PROFUNDIDAD MÁXIMA TAJO EN METROS | DESNIVEL MÁXIMO EN METROS | COMPLEJIDAD GEOLÓGICA EN METROS |
| | (1) | (2) | GR. | SV | | | | | |
| Recursos Medidos | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 500 | 1200 | | | Moderada |
| Recursos Indicados | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 1500 | 1200 | | | |
| Recursos Inferido | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 4500 | 1200 | | | |
| Recursos Medidos | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 300 a 500 | 1200 | | | Marcada |
| Recursos Indicados | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 900 a 1500 | 1200 | | | |
| Recursos Inferido | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 2700 a 4500 | 1200 | | | |
| Recursos Medidos | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 300 | 1200 | | | Intensa |
| Recursos Indicados | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 900 | 1200 | | | |
| Recursos Inferido | ≥ 0,4 | ≥ 0,75 | ≤ 50 | | 2700 | 1200 | | | |

| APRECIACION INICIAL | | | | | | | | | |
|-----------------------|-------|-------|------|-----|---------------|-----|-----|-----|----------|
| Reservas Básicas Med. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 500 | 600 | 300 | 300 | Moderada |
| Reservas Básicas Ind. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 1.500 | 600 | 300 | 300 | |
| Reservas Básicas Inf. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 4.500 | 600 | 300 | 300 | |
| Reservas Básicas Med. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 300 a 500 | 600 | 300 | 300 | Marcada |
| Reservas Básicas Ind. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 900 a 1.500 | 600 | 300 | 300 | |
| Reservas Básicas Inf. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 2.700 a 4.500 | 600 | 300 | 300 | |
| Reservas Básicas Med. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 300 | 600 | 300 | 300 | Intensa |
| Reservas Básicas Ind. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 900 | 600 | 300 | 300 | |
| Reservas Básicas Inf. | ≥ 0,6 | ≥ 1,5 | ≤ 33 | ≤ 3 | 2.700 | 600 | 300 | 300 | |

(1) Para el caso de carbón antracítico, bituminoso y subbituminoso
 (2) Para el caso del carbón lignítico



Del análisis de estos ejemplos, se sugieren para la exploración de áreas marcadamente deformadas e intensamente deformadas, distancias del orden entre 150 y 250m, para la categoría de "medido". Para la categoría de "indicado", distancias comprendidas entre 450 y 750m y, para la categoría de "inferido", distancias entre 1.350m y 2.250m (véase: tabla 1 y Glosario).

Por consiguiente, puede considerarse que la distancia de comprobación (o de influencia) de un punto de información de hasta 250m es una distancia equilibrada para hacer la evaluación de las reservas medidas de nuestros yacimientos, si se tiene en cuenta la variabilidad de los parámetros físicos y químicos, por no hablar de la complejidad tectónica.

En cuanto a la distancia de comprobación de un punto de medición, hay que considerar un último factor, que es la inclinación de las capas. Cuando ésta supera los 25°, la distancia horizontal medida entre puntos de información, al ser proyectada sobre la cuela, se traduce en una longitud inclinada que supera bastante la distancia establecida de 250m. Por consiguiente, en yacimientos con mantos de carbón inclinados más de 25°, las líneas de puntos de perforación, normales al rumbo de las capas, deben quedar programadas a una distancia de 500m una de otra, como máximo; mientras que, sobre cada línea, los puntos van localizados cada 500m x cos θ , donde θ es la inclinación de las capas.

Espesor de los mantos de carbón: Se establece el espesor de $\geq 0,40$ m, como valor límite para considerar, dentro de los recursos, los carbones antracíticos, bituminosos y sub-bituminosos (tabla 1); de esta manera, toda capa de carbón de espesor inferior se considera una cinta. Este valor proviene del conocimiento de que se está explotando carbón de 0,40m en el Valle del Cauca y en Santander, aunque en condiciones geológicas y económicas particulares, de validez únicamente local. Para el lignito, se toma el valor límite de $\geq 0,75$ m, de Wood et alii (1983), no habiendo ejemplos en el país. Para establecer el límite inferior de espesor del

carbón en las reservas básicas, es decir a nivel de apreciación inicial, se ha escogido el valor de $\geq 0,60$ m. Este también es un valor que proviene de ejemplos ya más numerosos a lo largo y ancho del país. Los diferentes estudios llevados a cabo en Colombia por firmas consultoras (Enamdinsa, 1978; Procarbón, 1985a, Procarbón, 1985b; Geominas, et al., 1991; Consorcio Geominas-Naci, 1985) confirman el valor del espesor (0,60m) arriba citado. Cabe anotar que otros estudios exigen valores entre 0,70m y 1,00m (B.G.R., Carbocol, 1985; Kopex, Carbocol, 1991; Cobrapi, 1980; Carbones del Caribe, 1979). Para el lignito se establece el mismo valor límite de $\geq 1,50$ m propuesto por Wood et al., (ob. cit.).

Por el contrario, a nivel de pre-factibilidad y de factibilidad, serán los estudios técnicos y económicos los que fijarán el espesor mínimo de los mantos en las reservas disponibles y en las reservas explotables, respectivamente.

Intercalaciones estériles: Se refieren a cualquier roca diferente a carbón, dentro de un manto de carbón. Según el espesor que tengan, serán separables o no. Los estériles no separables se pueden aceptar siempre y cuando el carbón extraído contenga menos del 33% en peso de cenizas. En todo caso, serán los estudios técnicos y económicos a nivel de pre-factibilidad y de factibilidad los que fijarán el espesor mínimo para establecer como separable una intercalación.

Profundidad (sensu stricto): La distancia vertical máxima posible, hasta la cual es todavía técnica y económicamente factible extraer, con métodos de minería subterránea, un manto de carbón, es un factor de economía minera muy ligado a condiciones locales y temporales. El valor de 1.800m tomado como límite para los cálculos de recursos por Wood et al., (1983), se ha modificado a 1.200m, considerándose que este valor es más cercano a la situación minera colombiana, que hasta hoy día ha alcanzado apenas los 900 metros de profundidad (tabla 1). De esta forma se descartan las evidencias traídas por la industria petrolera que señala carbón a profundidades mucho mayores. El valor de



600m, aplicado como límite para el cálculo de las reservas básicas, deriva, por el contrario, de datos de minería subterránea obtenidos en la mina La Chapa de Acerías Paz del Río; aquí los problemas de ingeniería causados por la sobrecarga y a la profundidad de 500m, especialmente en las vías de transporte del carbón, se reflejan en un incremento de costos, por lo cual se fija el valor límite de este parámetro en 600m.

Profundidad de la explotación (o del tajo): A nivel de apreciación inicial, para los cálculos de reservas básicas en proyectos de minería a cielo abierto, se toman los 300m (tabla 1) como valor límite de la profundidad de la explotación.

No se tiene sino dos ejemplos: el de El Descanso (Geominas et al., 1991), cuyo límite corresponde al arriba citado, y el de El Cerrejón Zona Norte, con 270m.

Nota final: Todos estos "valores límites" han sido propuestos con la intención de seleccionar, del volumen de carbón calculado como recurso, una primera porción que, en una apreciación inicial, tiene algún valor económico, y con la de descartar las partes sin interés para la operación minera de la actualidad. Con el incremento de la seguridad técnica y económica, los valores límites no son más tenidos en cuenta, dado que, a nivel de pre-factibilidad y de factibilidad, el espesor de los mantos de carbón, la profundidad de la explotación (para minería a tajo abierto), la profundidad (sensu stricto), el desnivel y la calidad tendrán valores que los mismos estudios, proyecto por proyecto, expresarán de acuerdo con el objetivo económico específico establecido (para estas definiciones, véase: Glosario).

GUIA GENERAL PARA LA EVALUACION

Las siguientes guías generales tienen el fin de dar instrucciones para uniformar los métodos de evaluación y de categorización de los recursos de carbón.

CALCULO DE LOS RECURSOS DE CARBON

Luego de determinar el área carbonífera, el espesor promedio del manto y la densidad del carbón se procede al cálculo de los recursos. Las cifras se obtienen con la siguiente fórmula:

$$a \times e \times d / \cos \varnothing = t$$

a = área

e = promedio ponderado del espesor del manto

d = densidad del carbón (gravedad específica verdadera)

\varnothing = inclinación del manto

t = toneladas

Para el caso en que se conozcan la cuelga promedio y la longitud en el rumbo del manto, la fórmula es la siguiente:

$$c \times l \times e \times d = t$$

c = promedio de la cuelga

l = longitud en el rumbo del manto

CARTOGRAFIA DE LOS MANTOS DE CARBON

Para documentar los cálculos de los recursos de carbón debe prepararse un mapa de cada manto, en cada bloque, sector, o área conocidos. El mapa de un manto de carbón debe mostrar: (1) la cuadrícula de coordenadas planas y puntos geográficos de referencia; (2) la traza del manto; (3) todos los puntos donde se hicieron medidas de espesor y se tomaron muestras de carbón: afloramientos, destapes, trincheras, explotaciones, perforaciones y puntos bajo tierra; (4) los buzamientos; (5) las cotas de todos los puntos de medición y de los sitios de interés; (6) los rasgos estructurales que afectan el carbón, como ejes de plegamientos y fallas; (7) las líneas de los cortes geológicos; (8) las áreas donde el carbón tiene intercalaciones o no existe por erosión o por no depósito; (9) los contornos estructurales trazados sobre el piso del manto; (10) las líneas isópacas del carbón, las líneas isócoras del estéril y las líneas de



isotenos; (11) las áreas correspondientes a las diferentes categorías de los recursos; (12) los límites de propiedad de la mina; (13) los límites de áreas de título minero (aporte, licencia, concesión); (14) los límites del municipio, del departamento y nacionales; (15) los límites de parques nacionales, bosques, resguardos, bases militares y, en general, de áreas conocidas como ambiental o legalmente restringidas a la minería.

Los mantos de carbón pueden ser muy numerosos en algunas áreas; en lo posible, para cada manto, se deben elaborar el mapa o los mapas correspondientes. Una vez trazada el área correspondiente a cada categoría específica de recurso, se evalúan las cantidades de carbón determinando la extensión del área, el espesor promedio, la profundidad y el rango del carbón en cada una de estas áreas.

En cuanto a escalas de mapas y cortes se refiere, hay que tener presente que la evaluación de recursos requiere la representación gráfica, precisa, de puntos de medición siempre más frecuentes cuanto más alto es el grado de certeza geológica buscado. Por lo tanto, se recomienda representar:

- ◆ a escala 1:25.000, o más grande, la información correspondiente al nivel de recurso en sus distintas categorías, dado que se trata de la etapa inicial de las investigaciones geológicas, con puntos de información aún distantes;
- ◆ a escala 1:10.000, o más grande, la información correspondiente al nivel de reservas básicas;
- ◆ a escala 1:5.000, o más grande, la información correspondiente al nivel de reservas disponibles.
- ◆ a escala 1:2.000, o más grande, la información correspondiente al nivel de reservas explotables.

DEFINICION DE LAS AREAS DE CALCULO

En este aparte se presentará un ejemplo para ilustrar los métodos teóricos a utilizarse en la definición de las áreas donde se van a calcular los recursos y reservas de carbón dentro de una determinada categoría (áreas de certeza geológica).

El primer método es el propuesto por Wood et al., (1983). Las áreas correspondientes a las categorías de "medido", "indicado", "inferido" e "hipotético" se obtienen trazando los círculos o los arcos con origen en los puntos de medición, utilizando las distancias establecidas. La figura 3, adoptada de Wood et al., (1983, Figura 10), muestra cómo definir las áreas en el caso de un yacimiento donde un manto de carbón ha sido cartografiado y medido en 5 puntos. Adicionalmente, se dispone de la información proveniente de una mina y de varios pozos. Utilizando los radios con origen en los puntos de medición, se construyen los arcos a las distintas distancias de acuerdo a los criterios establecidos para las distintas categorías de recursos (Wood et al., 1983:40,42).

Uno de los inconvenientes para calcular los recursos de carbón, se tiene en aquellas áreas en donde las capas son moderadas a marcadamente inclinadas ($>15^\circ$), o son muy deformadas. Se puede proceder de dos maneras para el cálculo del tonelaje: 1) considerando los círculos de influencia apoyados sobre la superficie del manto; 2) midiendo las áreas de los círculos, en planta. En el primer caso, el área medida es la superficie del carbón y la cifra obtenida es la real. En el segundo caso, las cantidades calculadas van divididas por el coseno del ángulo de inclinación de la capa para obtener el tonelaje efectivo (Wood et al., 1983:40,42); (Figura 20). El problema radica en la representación gráfica de las áreas de influencia, puesto que hay que dibujarlas deformadas geoméricamente en forma de elipses, debido al ángulo de inclinación del manto de carbón, lo que hace complicado al lector "captar" los límites de las áreas reales en ambos casos.



Error de estimación: Es la diferencia entre el valor estimado y el valor exacto. Por valor estimado se consideran las toneladas calculadas para cualquier categoría de recursos en el proceso de evaluación previa, y por valor exacto se entiende el tonelaje

realmente existente, comprobado después de la explotación. Se expresa como error absoluto (o sea la diferencia en más o en menos), o como error relativo (cociente entre el error absoluto y el valor exacto, por ciento).

FIGURA 3
DEFINICIÓN DE LAS ÁREAS DE CONFIABILIDAD DE LOS RECURSOS A PARTIR DE LOS PUNTOS DE MEDICIÓN SOBRE EL AFLORAMIENTO, COMPLEMENTADOS POR DATOS PROVENIENTES DE UNA MINA Y VARIOS SONDEOS.
(Wood et al., 1983 Figura 10, modificada)



Definición de las áreas de confiabilidad de los recursos a partir de puntos de medición sobre el afloramiento, complementados por datos provenientes de una mina y varios sondeos.
(Wood et al., 1983 Fig. 10, modificado)



PERDIDAS DE MINERIA

El factor de extracción es el porcentaje de carbón extraído de un manto donde el tonelaje total original es igual al 100%.

El carbón no extraído se considera como pérdidas de minería a menos que constituyan cantidades recuperables en retroceso o en minería adicional.

Los factores de pérdidas en la minería subterránea, son:

- ◆ Pilares del sistema de minería aplicado
- ◆ Pilares de seguridad en la zona de afloramiento
- ◆ Pilares para defensa contra irrupción de aguas
- ◆ Pilares para aislamiento de la minería antigua
- ◆ Pilares a lo largo de grandes fallas
- ◆ Pilares alrededor de obras mineras que deben ser protegidas (túneles de acceso, vías de transporte, tolvas internas)
- ◆ Franjas en el techo y en el piso del carbón para evitar contaminación
- ◆ Pilares contra límites de propiedad
- ◆ Areas imprevistas inexplotables

El porcentaje de pérdidas será el que definan los estudios de prefactibilidad y de factibilidad. En el caso de un estudio de pre-factibilidad, los evaluadores pueden extrapolar los factores de extracción de acuerdo a la experiencia vivida en pocas minas asumiendo que (1) las condiciones geológicas que controlan la minería son similares, y (2) el proceso de extracción del carbón en áreas vírgenes será similar al de las áreas explotadas que utilizan el mismo sistema de minería. Tal extrapolación de los factores de extracción de pocas minas bien conocidas a menos conocidas o desconocidas requiere de experiencia en la geología, en los sistemas de minería aplicables y en una previsión de las dificultades, geológicas u otras, que afectan

la evaluación de las reservas (Wood et al., 1983, modificado).

PERFILAJE GEOFISICO PARA LA EXPLORACION DEL CARBON

Los registros geofísicos de pozos se usan para identificar los mantos de carbón y medir su espesor y el de las intercalaciones, dado que el carbón tiene varias propiedades físicas características, que resaltan con respecto a aquellas de la mayoría de las rocas de la secuencia estratigráfica que contiene los carbones. Estas propiedades incluyen radiactividad natural, baja densidad y alta resistencia a la corriente eléctrica. Por tanto, el perfilaje geofísico provee información sobre la posición, continuidad y correlación de los mantos de carbón, someros o profundos, permitiendo así la cuantificación de los recursos.

Los tipos de registros geofísicos, generalmente utilizados para el reconocimiento de los mantos de carbón y de la estratigrafía, y para la evaluación del espesor y del contenido de cenizas son la Resistividad, el SP, el Rayo Gamma, la Densidad, el Caliper y el Sónico, entre otros.

Debe tenerse suma cautela en interpretar y evaluar la posición litoestratigráfica, espesor y correlación de los mantos de carbón con base en los registros geofísicos, por dos razones:

Primera: Si se dispone de un solo tipo de registros, una caliza altamente resistiva en un registro de resistividad, o una arenita de cuarzo con cemento silíceo en un registro radiactivo, pueden confundirse, por ejemplo, con el carbón. Sin embargo, este problema puede solucionarse con un buen conocimiento de la estratigrafía y con un patronamiento previo de estas rocas.

Segunda: Algunos registros resultan poco adecuados para demostrar la existencia de mantos de carbón porque no son claros, debido a que dan lecturas que ocultan las capas de carbón, o indican mantos donde no existen, o son ambiguos. En este caso también, el conocimiento de la estratigrafía



puede ayudar a la interpretación de registros dudosos. Dado que el espesor de los mantos determinado sobre registros geofísicos se considera como válido para calcular los recursos de carbón, es conveniente usar solamente aquellos valores del espesor que son confiables.

Resistividad

Este método se basa sobre la propiedad de las rocas de conducir la electricidad cuando están saturadas por agua. En realidad, una roca seca es un buen aislador, salvo en casos que contenga minerales metálicos o grafito. Sin embargo, las rocas en la profundidad excepcionalmente se encuentran secas, por lo cual la resistividad, o resistencia al flujo eléctrico, es finita y puede medirse.

La experiencia demuestra que la resistividad de una roca varía según el fluido que contiene y la dureza de la misma. En general, las arcillolitas presentan resistividad comparativamente baja y constante sobre superficies amplias, debido a que es impermeable e impregnada con agua capilar de salinidad constante. Al contrario, las rocas compactas e impermeables, como la caliza y el carbón, son altamente resistentes por su pequeño contenido de agua intersticial.

Registros simples de resistividad aparente se corren cuando las condiciones son favorables, pero la dificultad para distinguir un manto de carbón de una arenita y la falta de calibración en los resultados es una seria limitación. De mayor importancia es el reciente desarrollo de sondas de resistividad enfocada, que pueden medir la resistividad real del carbón con gran resolución.

El dispositivo convencional para la medición de la resistividad registra simultáneamente las curvas de resistividad y de potencial espontáneo (SP). El pozo debe contener un fluido conductor para esta operación y no puede correrse el registro en perforaciones revestidas.

SP

El registro del potencial espontáneo (SP) mide la diferencia de potencial eléctrico al contacto entre los distintos tipos de rocas. La curva de potencial generalmente indica la invasión del fluido de perforación en la roca, así que una arenita permeable se registra como una larga deflexión hacia la izquierda con respecto al registro de las arcillolitas. En presencia de carbón hay numerosas excepciones a este patrón de la curva SP, como son las deflexiones causadas, algunas veces, por carbones de alta permeabilidad, y, otras veces, muestran las curvas sin deflexión en los mantos, patrón que es similar al de las arcillolitas.

Radiactividad natural

El registro de Rayos Gamma es particularmente útil en la exploración de secuencias carboníferas, no sólo para identificar el tipo de roca y trazar la correlación, sino para localizar las intercalaciones de capas de origen marino.

Se ha observado que todas las rocas, y las rocas sedimentarias en particular, contienen elementos radiactivos en cantidades variables. Es conocido que los perfiles de rayos gamma responden a la radiactividad producida por el decaimiento de tres elementos: Torio, Uranio y Potasio. Estos tres isótopos, en su degradación hacia isótopos estables, son los que originan la radiactividad natural de las formaciones (Schlumberger, 1980:III-14). El carbón responde con bajas cuentas de rayos gamma, por lo cual puede confundirse con las arenitas y las calizas, pero, la combinación del registro de Rayos Gamma con el registro de Densidad y el de Caliper da certeza a la interpretación.

Densidad (gamma gamma ray)

El perfil de Densidad mide simultáneamente la densidad electrónica y el índice de sección de captura fotoeléctrica promedio por electrón, o factor fotoeléctrico de la roca. La densidad electrónica es convertida en la densidad aparente que es muy similar a la densidad real de la roca.



El factor fotoeléctrico depende fundamentalmente de la litología y está muy poco afectado por la porosidad y los fluidos (Schlumberger, 1980:III-3). Las medidas del valor de la densidad de las rocas es la base de la técnica de registro en carbón, en vista de la baja densidad de un manto en comparación con otras rocas. La clara identificación y la medida precisa del espesor y de la estructura de los mantos de carbón es normalmente posible sólo con este tipo de registro, y, en combinación con el perfil de Rayos Gamma y con el registro Caliper (calibre del pozo), la identificación es segura.

Recientemente, se ha incrementado la resolución de las sondas de Densidad con la introducción del BRD (Bed Resolution Density Tool), que es particularmente útil en perforaciones de pequeño diámetro. Desafortunadamente, este sistema depende de la penetración horizontal, por lo cual este dispositivo tiene limitaciones en pozos con paredes derrumbadas.

Caliper

El registro Caliper indica la sección de la perforación; fuera de su importancia en la corrección de las medidas de densidad, muestra detalles que ayudan a determinar el espesor del manto de carbón y de las intercalaciones con gran precisión; es muy útil para definir el espesor de las capas blandas.

Sónico

Esta herramienta mide el tiempo de tránsito y la atenuación de una onda de sonido que se propaga a través de las rocas (Schlumberger, 1980:III-39). Las medidas de velocidad acústica en rocas pueden ser diagnósticas en el caso del carbón y son muy útiles en la interpretación de los estudios sísmicos. El desarrollo de esta técnica ha sido obstaculizado por la no disponibilidad de sondas de pequeño diámetro; sin embargo, dispositivos de menor diámetro son ahora disponibles y su aplicación es cada vez más importante.

Medición de la desviación

Las medidas de desviación (inclinación respecto a la vertical y orientación) de los sondeos son importantísimas dado que todas las perforaciones se desvían, falseándose así espesores e inclinación de los estratos. Hay varios tipos de dispositivos que permiten medir la inclinación y la orientación de la perforación a cualquier profundidad.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Este Sistema de Clasificación de Recursos y Reservas de Carbón conjuga el grado de certeza geológica propuesto por el USGS y el grado de seguridad técnica y económica propuesto por el GDMB, de tal forma que, en el progresivo avance de la evaluación de un yacimiento, el incremento del grado de seguridad técnica y económica debe sustentarse sobre cantidades de carbón con grado de certeza geológica siempre mayor.

La disponibilidad de este conjunto de normas y procedimientos permite la evaluación de los yacimientos de una forma objetiva, por cuanto restringe los criterios personales del evaluador, unifica la terminología, y simplifica la ordenación en categorías de los recursos de carbón.

En la determinación de los valores límites juegan un papel importante la apreciación del grado de complejidad geológica de un área, la experiencia minera nacional y las características de los carbones colombianos.

En este sistema, Los recursos son únicamente "volúmenes de carbón".

Las reservas básicas son recursos de carbón potencialmente aprovechables a nivel de evaluación económica correspondiente a la apreciación inicial, son volúmenes de carbón que indican el tamaño del yacimiento, son cantidades sobre las cuales se puede contar para alcanzar los objetivos de cualquier tipo de proyecto.



Las diferentes categorías de las reservas básicas representan cantidades tomadas en consideración únicamente para ciertos niveles de evaluación económica. Así, sólo las reservas básicas medidas son la "base" para el cálculo de las reservas explotables; sólo las reservas básicas medidas e indicadas, en la proporción de 60% y 40% respectivamente, son la "base" para el cálculo de las reservas disponibles; mientras que las reservas básicas inferidas son la "base", exclusivamente orientativa, de las posibilidades geológicas de un yacimiento, que sólo pueden ser elevadas a las categorías de indicadas y medidas a través de ulterior exploración.

Las reservas disponibles son recursos de carbón que el estudio de prefactibilidad coloca en los grados de aprovechamiento pre-económico y pre-marginal. Son recursos no explotables, con los cuales solamente se

puede contar a nivel de una evaluación económica preliminar.

Las reservas explotables son aquella parte de las reservas básicas medidas que un estudio de factibilidad define como extraíbles económicamente en el presente, considerando todas las limitantes técnicas, legales y ambientales.

Se recomienda que este Sistema de Clasificación de Recursos y Reservas de Carbón sea experimentado en la evaluación de un área carbonífera conocida, para confrontarlo con situaciones reales y, a la vez, para obtener una nueva imagen del grado de conocimiento del área misma. Luego, que sea divulgado en los ámbitos nacional e internacional, para discutirlo, compararlo y refinarlo; y finalmente, que sea aplicado en Colombia de la forma más estricta posible.

BIBLIOGRAFIA

ABBOTT, D.M., 1990, Common misuses of "ore reserves" in press releases and other public disclosures, U.S. Securities & Exchange Commission 2pp, Denver Regional Office, Denver.

AMERICAN GEOLOGICAL INSTITUTE, 1957, Glossary of geology and related sciences, American Geological Institute publisher, Washington, D.C.

AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS, 1981, Annual book of ASTM Standards, part 26, gaseous fuels; coal and coke; atmosphere analysis: Philadelphia, Pennsylvania, p.1-920.

ANONIMO, A guide for reporting exploration information, resources, and reserves, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, editor desconocido, 10pp.

ANONIMO, 1991, Whimsical Definition of terms modifying Reserves, Comunicación al National Western Mining Conference, February 1991.

BLONDEL, F., LASKY, S.G., 1969. Conceptos de las reservas y recursos en mineral, in: Estudio de los recursos en mineral de hierro del Mundo, Publ. Naciones Unidas, Sales Pub. No.69-II-C-4.

BROBST, D.A., PRATT, W.P., 1973, Introduction, in: Brobst, D.A., Pratt, W.P. (eds.). United States mineral resources, U.S. Geol. Survey Prof. Paper 820 :1-8, Washington.

(B.G.R.) BUNDESANSTALT FUR GEOWISSENSCHAFTEN UND ROHSTOFFE, CARBOCOL, 1985, Estudio carbonífero de Tibitá (Cundinamarca), Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

CAMERON, S., 1995, Assessment of reserves and exploration requirements/Geological criteria for reserve classification, Norwest Mine Service Ltd., file: 94-1177, Calgary.

CARBOCOL, INTERCOR, 1995, Nota enviada a ECOCARBON sobre El Cerrejón Zona Norte, Biblioteca de ECOCARBON, Bogotá.

CARBONES DEL CARIBE, 1979, Estudio de factibilidad técnico-económica del



Proyecto carbonífero de Puerto Libertador (Córdoba), Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

COBRAPI, 1980, Estudio de prefactibilidad técnico-económica y financiera, de la explotación, beneficio, transporte y comercialización del carbón coquizante de los bloques 2 y 3 de la cuenca de Checua-Lenguazaque (Colombia), Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

CONSORCIO: GEOMINAS LTDA.-NACI, 1985, Estudio de prefactibilidad minera del Alto San Jorge, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

DI COLBERTALDO, D., 1957, Giacimenti minerari, ed. Cedam, Padova, Italia.

DURÁN, R., SÁNCHEZ, C., ANGARITA, L., ZAMBRANO, F., URIBE, C., ALVARADO, B., 1979, Zonas carboníferas de Colombia, Pub. Geol. Esp. de Ingeominas No 3:1-29, Bogotá.

DURÁN, R., MOJICA, P., ALVARADO, B., LOBO-GUERRERO, A., 1981, Evaluación de reservas de carbón en siete zonas de Colombia, Publ. Geol. Esp. Ingeominas No 6:1-127, Bogotá.

ECOSOC (NACIONES UNIDAS), 1979, La clasificación internacional de los recursos minerales. Turquía.

ELLIS, T.R., 1991, The Australian code for reporting of identified mineral resources and ore reserves, Report of the Joint Committee of the Australian Institute of Mining and Metallurgy and Australian Mining Industry Council, presented at "the Colorado Mining Association's 94th National western mining conference 11pp, Denver, Colorado.

ENAMDIMSA, 1978, Estudio de prefactibilidad para la explotación de los carbones coquizables en los bloques 1 y 2 (Checua-Lenguazaque), Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

GEOMINAS, INGETEC, NACI, 1991, Prefactibilidad Minera de El Descanso, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

HUNTER, T.W., 1970, Bituminous coal and lignite, in: Mineral facts and problems, U.S. Bur. Mines Bull.,

INGEOMINAS, ECOCARBON, 1994, Investigación geológica de superficie complementada con perforaciones en el área El Hoyo- Mosquera, Biblioteca Ecocarbón, Bogotá.

INGEOMINAS, ECOCARBON, COLCIENCIAS, 1993, Características y usos tecnológicos de los carbones de la zona Cundinamarca-Boyacá, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

HUGHES, J.D., KLATZEL-MUDRY, L., NIKOLS, D.J., 1989, A standardized coal resource/reserve reporting system for Canada, Geol. Survey of Canada, Paper 88-21, Ottawa.

KELLEY, C.W., HARPER, W.B., 1970, Carbon, in: Mineral facts and problems, U.S. Bur. Mines, ? :63-77

KELTER, D., 1991, Classification systems for coal resources - A review of the existing systems and suggestions for improvements, Geol. Jb., A 127:347-359, Hannover.

KOPEX, CARBOCOL, 1991, Trabajos geológicos complementarios Proyecto San Luis Etapa I y Etapa II, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

McKELVEY, V.E., 1972, Mineral resource estimates and public policy: American Scientist, v.60, No 1:32-40; reimpresso in: Brobst, D.A., Pratt, W.P. (eds.). United States mineral resources, U.S. Geol. Survey Prof. Paper 820 :9-19, Washington, 1973.

MONENCO, 1984, Patilla mine feasibility study, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

MUIR, L.C.W., 1976, Coal preparation, Proceedings of the third International Exploration Symposium, London.

PÉREZ, A., 1989, Atlas y Geografía de Colombia, Círculos de Lectores, Bogotá.

PÉREZ, F., VALDERRAMA, G., BLANCO, G., GONZÁLEZ, L.M., GARCÍA, F., 1987,



Caracterización de carbones colombianos zona Checua-Lenguazaque, Bol. Geol. V 28 No 2:1-218, Ingeominas, Bogotá.

PETTIJOHN, F.J., 1975, Sedimentary rocks, third edition, Harper & Row, publishers, New York, Evanston, San Francisco, London.

PROCARBON S.A., 1985a, Planeamiento minero proyecto La Estrella, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

PROCARBON S.A., 1985b, Planeamiento minero proyecto La Honda, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

REYES, I., ALVARADO, B., 1985, Disponibilidad de materias primas para la planta siderúrgica de Belencito de 400.000 toneladas anuales de acero y para la fábrica de cemento, Archivo Acerías Paz del Río S.A., Belencito.

RODRÍGUEZ, E., 1995, Hojas de calidad de las diferentes zonas carboníferas de Colombia, Base de datos de la División de Análisis de Reservas de ECOCARBÓN, Bogotá.

SEDIC, SERVIMINAS, 1989, Estudio de prefactibilidad del área Amagá-Venecia-Bolombolo, Biblioteca de Ecocarbón, Bogotá.

SCHLUMBERGER, 1980, Evaluación de formaciones en Venezuela, Schlumberger Surencó S.A. y Petróleos de Venezuela S.A.

UNITED NATIONS ECONOMIC AND SOCIAL COUNCIL, 1989, Preparation of the new international classification of coals, Coals/AC.5/R.2 /Add.3.

UNITED NATIONS ECONOMIC AND SOCIAL COUNCIL, 1988, Coal/AC.5/14 Report, Economic Commission for Europe Coal Committee.

UNITED NATIONS ECONOMIC AND SOCIAL COUNCIL, 1989, Coal/AC.5/16 Report, Economic Commission for Europe Coal Committee.

UNITED NATIONS ECONOMIC AND SOCIAL COUNCIL, 1992a, Reassessment of coal deposits under market-economy conditions, Energy/WP.1/GE.1/R9/Add.4, Economic Commission for Europe Committee on Energy.

UNITED NATIONS ECONOMIC AND SOCIAL COUNCIL, 1992b, Energy/WP.1/AC.1/4 Report, Economic Commission for Europe

UNITED NATIONS INDUSTRIAL DEVELOPMENT ORGANIZATION, 1978, Manual for the preparation of industrial Feasibility studies, eds. United Nations, New York.

URIBE, C., PEREZ, F.H., 1987, Propuesta de clasificación de los carbones colombianos, Bol. Geol. V.28 No 1:1-56, Bogotá.

U.S. GEOLOGICAL SURVEY, 1976, Coal resource classification system of the U.S. Bureau of Mines and U.S. Geological Survey, Geological Survey Bull. 1450-B, Washington.

U.S. SECURITIES AND EXCHANGE COMMISSION, 1993, Form S-18 registration Statement under the Securities Act of 1993.

WELLMER, F.W., 1992, Classification of coal reserves, Nota enviada a CARBOCOL, Biblioteca de ECOCARBÓN, Bogotá

WHITTEN, D.G.A., BROOKS, J.R.V., 1983, A dictionary of geology, ed. Hazell Watson & Viney Ltd, Hardmondsworth, Middlesex, England.

WOOD, G.H., KEHN, T.M., CARTER, M.D., CULBERTSON, W.C., 1983, Coal resource classification system of the U.S. Geological Survey, Geological Survey Circular 891:1-65.

**PUBLICACION DEPARTAMENTO
DE COMUNICACIONES.**

**DISEÑO Y DIAGRAMACION:
ENLACE PERIODISMO INSTITUCIONAL**

**IMPRESION:
GRAFIVISION EDITORES**

**SANTAFE DE BOGOTA D.C.
COLOMBIA**



ANEXO E
U.S. GEOLOGICAL SURVEY
PROFESSIONAL PAPER 1625-F

Chapter D

Coal Resource Availability, Recoverability, and Economic Evaluations in the United States—A Summary



*Click here to return to
Volume Table of Contents*

By James A. Luppens,¹ Timothy J. Rohrbacher,² Lee M. Osmonson,²
and M. Devereux Carter¹

Chapter D of

The National Coal Resource Assessment Overview

Edited by Brenda S. Pierce and Kristin O. Dennen

U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–F

¹U.S. Geological Survey, 12201 Sunrise Valley Drive, National Center,
MS 956, Reston, Virginia 20192

²U.S. Geological Survey, P.O. Box 25046, MS 939, Denver Federal Center,
Denver, Colorado 80225

This report, although in the USGS Professional Paper series, is
available only on CD-ROM

U.S. Department of the Interior
U.S. Geological Survey

U.S. Department of the Interior
KEN SALAZAR, Secretary

U.S. Geological Survey
Suzette M. Kimball, Acting Director

U.S. Geological Survey, Reston, Virginia: 2009

For more information on the USGS—the Federal source for science about the Earth, its natural and living resources, natural hazards, and the environment, visit <http://www.usgs.gov> or call 1-888-ASK-USGS

For an overview of USGS information products, including maps, imagery, and publications, visit <http://www.usgs.gov/pubprod>

To order this and other USGS information products, visit <http://store.usgs.gov>

Any use of trade, product, or firm names is for descriptive purposes only and does not imply endorsement by the U.S. Government.

Although this report is in the public domain, permission must be secured from the individual copyright owners to reproduce any copyrighted materials contained within this report.

Suggested citation:

Luppens, J.A., Rohrbacher, T.J., Osmonson, L.M., and Carter, M.D., 2009. Coal resource availability, recoverability, and economic evaluations in the United States—A Summary, *in* Pierce, B.S., and Dennen, K.O., eds., *The National Coal Resource Assessment Overview*: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–F, Chapter D, 17 p.

Contents

| | |
|---|----|
| Introduction..... | 1 |
| Methodology..... | 2 |
| Complexities of Coal Resource Assessments..... | 4 |
| United States Production Trends and Mining Methods..... | 8 |
| Coal Availability and Recoverability Studies Results..... | 8 |
| Summary..... | 15 |
| References..... | 16 |

Figures

| | |
|--|----|
| 1. McKelvey-type diagram illustrating the relationship of coal resources and reserves..... | 1 |
| 2. Map showing five priority regions of the USGS National Coal Resource Assessment (NCRA) of the coal-bearing areas of the conterminous United States and Coal Availability (CA)/Recoverability (CAR) study areas..... | 2 |
| 3. Chart showing coal availability/recoverability methodology flow diagram..... | 3 |
| 4. Charts showing A, B, and C. Eastern and Western United States regional coal production trends by mining method and summary of regional and total United States production trends from 1990 through 2003..... | 10 |
| 5. Chart showing coal availability/recoverability summary of coal basins resource evaluations from USGS Professional Papers 1625 A, B, C, and D..... | 12 |
| 6. Chart listing possible environmental (env), societal (soc) and technological restrictions to mining..... | 14 |

Tables

| | |
|--|----|
| 1. Regional coal resource and mining characteristics..... | 5 |
| 2. U.S. Coal production comparisons by region, by mine type and by mining method for the years 1990, 1995, 2000, and 2003..... | 9 |
| 3. CARs Summary of Coal Basins Resource Evaluations from Professional Papers 1625 A, B, C, and D..... | 11 |

Intentionally left blank.

Coal Resource Availability, Recoverability, and Economic Evaluations in the United States—A Summary

By James A. Luppens, Timothy J. Rohrbacher, Lee M. Osmonson, and M. Devereux Carter

Introduction

More than half of the electricity produced in the United States is generated by coal-fired powerplants (Energy Information Administration, 2006). Statistically, the United States has abundant supplies of coal. However, an understanding of how much of that supply of coal is actually economically recoverable and of sufficient quality to meet current emission standards is important to ensure adequate energy supplies in the future. Therefore, in energy assessments, it is not only essential to determine the in-place coal resources, but also to inventory the coal reserves. Coal reserve estimates provide a more accurate appraisal of how much of the total U.S. coal resource base is realistically available for production in the foreseeable future.

The use of the terms coal “resources” and “reserves” can be confusing. Although the two terms are frequently used interchangeably, there are significant differences. Coal resources include those in-place tonnage estimates determined by summing the volumes for identified and undiscovered deposits of coal of a minimum thickness (14 inches [36.6 cm]) or more thick for anthracite and bituminous coal; 30 inches (76.2 cm) or more thick for lignite and subbituminous coal) and under less than a certain depth (6,000 ft [1,828.8 m]) (Wood and others, 1983). Coal reserves are a subset of the coal resources (fig. 1). To be classified as reserves, the coal must be considered as economically producible at the time of classification, but facilities for extraction need not be in place and operative (Wood and others, 1983).

Typically, the volume of coal reserves in a given area is significantly smaller than total coal resources. For example, the current maximum depth for underground coal mining is approximately 3,000 to 4,000 ft (914.4 to 1219.2 m). Thus, coal beds at depths between 4,000 and 6,000 ft (1,219.2 to 1,828.8 m) would generally be considered subeconomic and classified as resources only. Furthermore, a significant portion of the coal resources less than 4,000 ft (1,219.2 m) in depth are also typically subeconomic due to a number of restrictions that further limit their availability and recoverability. Some of these restrictions are technical constraints (using existing technology) such as coal beds too thin to recover or dipping

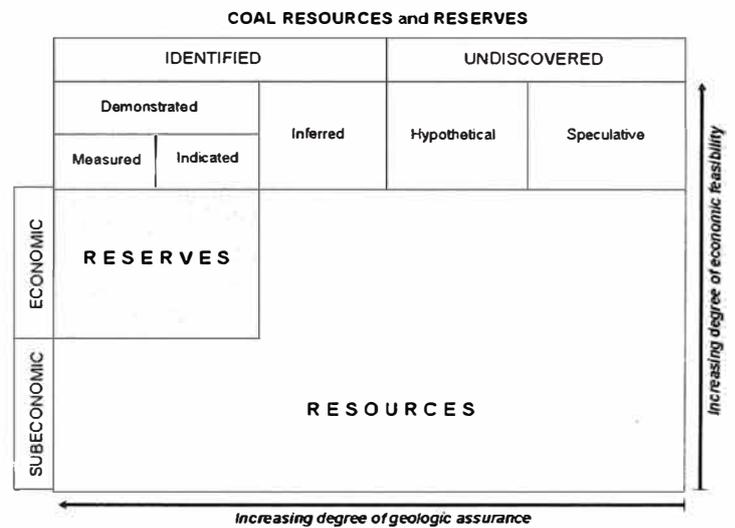


Figure 1. McKelvey-type diagram illustrating the relationship of coal resources and reserves (modified from Falkie and McKelvey, 1976).

too steeply. Many societal or environmental restrictions such as the presence of towns, wetlands, or other environmentally sensitive areas may also preclude coal recovery.

Both regional mine planning and economic studies are necessary to derive estimates of the coal reserves for any given area. To provide a more meaningful estimate of the amount of coal that is realistically recoverable, the U.S. Geological Survey (USGS) and, later, the U.S. Bureau of Mines (USBM) initiated coal availability and recoverability studies (CARS) in the late 1980s (Eggleston and Carter, 1987; Carter and Gardner, 1989; Eggleston and others, 1990; Rohrbacher and others, 1993a). Compilations of all completed CARS studies at that time were included as separate chapters in each of the regional studies of the National Coal Resource Assessment (NCRA), the first nationwide evaluation to use digital data bases and geographic information systems (GIS) for a coal assessment (fig. 2). Results of the USGS NCRA were released in a series of USGS Professional Papers, 1625–A through 1625–D (Fort

The National Coal Resource Assessment Overview

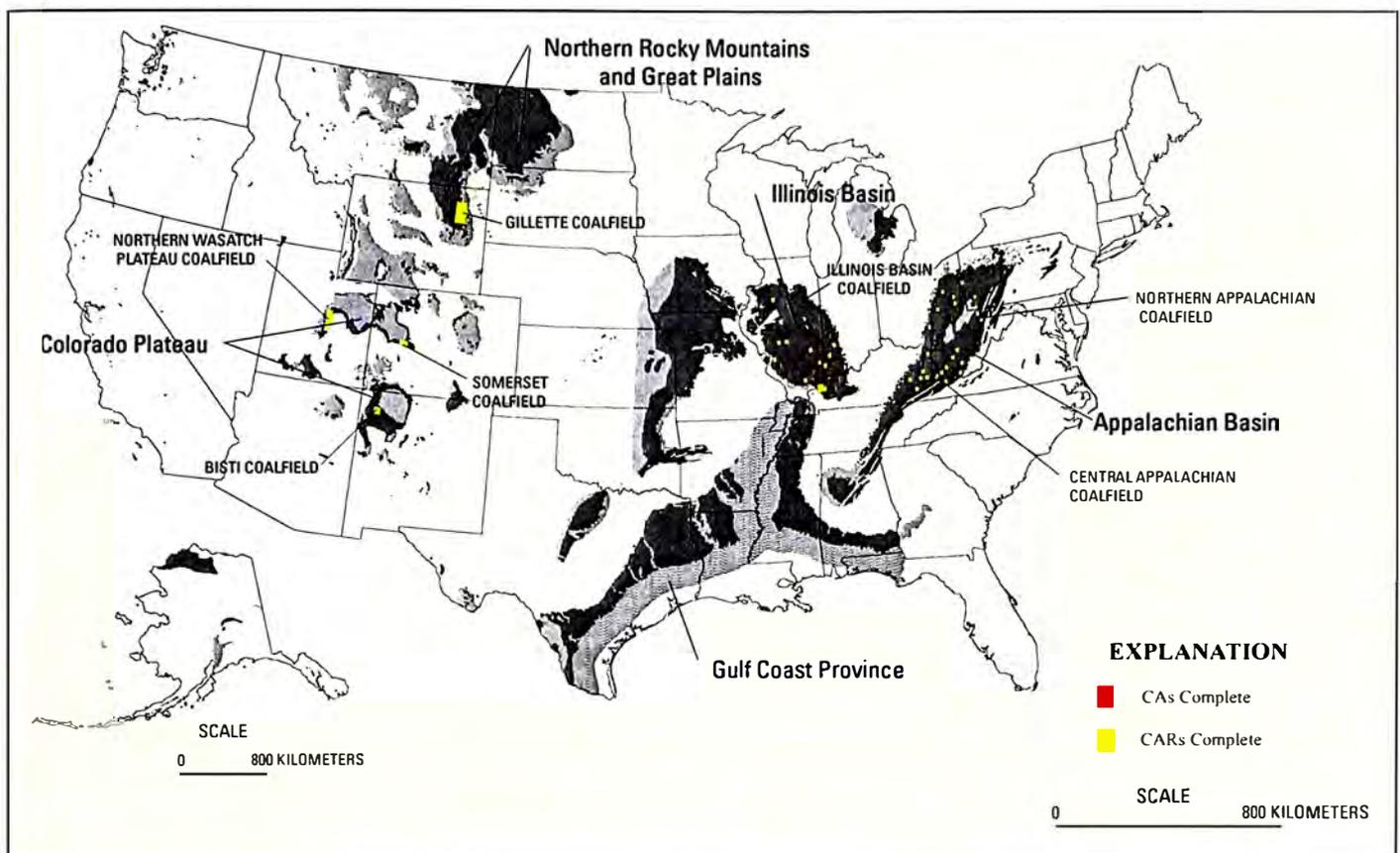


Figure 2. Five priority regions of the USGS National Coal Resource Assessment (NCRA) of the coal-bearing areas of the conterminous United States and Coal Availability (CA)/Recoverability (CAR) Study Areas.

Union Coal Assessment Team, 1999; Kirschbaum and others, 2000; Northern and Central Appalachian Basin Coal Regions Assessment Team, 2001; Osmonson and others, 2002). Coal resources in portions of four major coal regions (fig. 2) including the Northern (NAB) and Central (CAB) Appalachian Region, Illinois Basin Region (ILB), Northern Rocky Mountains and Great Plains Region (NRMGP), and the Colorado Plateau Region (COP) were evaluated for their availability for mining, recoverability during mining, and economics of mining (Carter and others, 2001; Hatch and Affolter, 2002; Molnia and others, 1999; Rohrbacher and others, 2000). No CARS work has been completed in the Gulf Coast Basin (GCB) to date.

It should be noted that these early CARS evaluations were actually conducted using a break-even cost basis without a profit factor. Therefore, the CARS results are not technically reserve estimates by definition. To keep the terminology accurate, the term “economically recoverable resources” rather than “reserves” is used in this paper when discussing these CARS results. However, the magnitude of the difference between an analysis using a break-even economic hurdle and inclusion of at least 1 or 2 percent profit to technically meet the definition of reserves is minor, especially for evaluations

on a regional scope. Therefore, these CARS studies provide reasonable estimates of the remaining economically recoverable coal regardless of the minor differences in terminology.

Each of the CARS chapters in the NCRA suite of Professional Papers provides detailed discussions of the regional methodology and results. Therefore, this paper provides only a summary and comparisons of the regional results. Additionally, a tabulation of the salient regional coal resource and mining characteristics and discussion of the trends in U.S. coal production are presented to help develop a better perspective of the challenges faced in assessing coal reserves with a broad range of geological, mining, and economic considerations.

Methodology

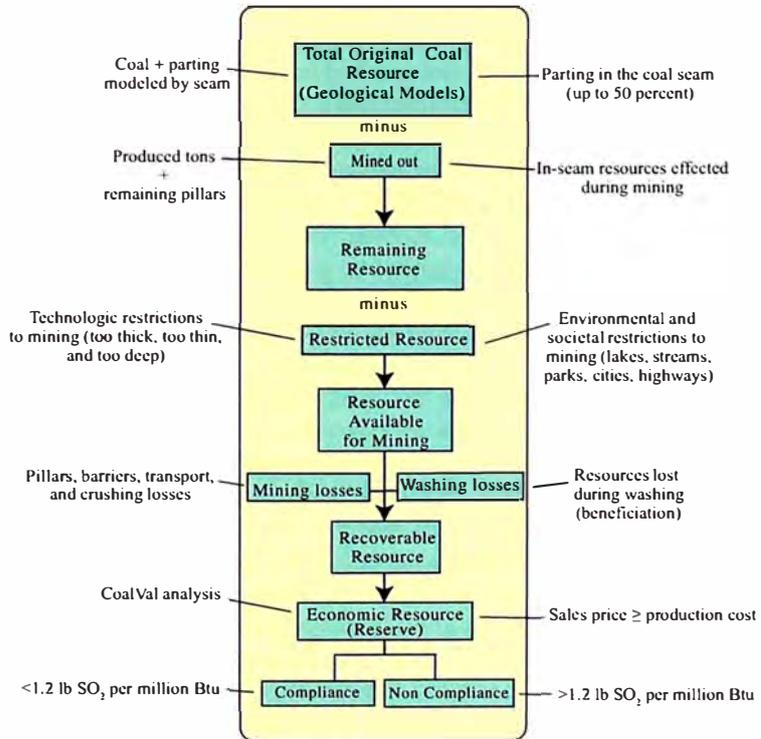
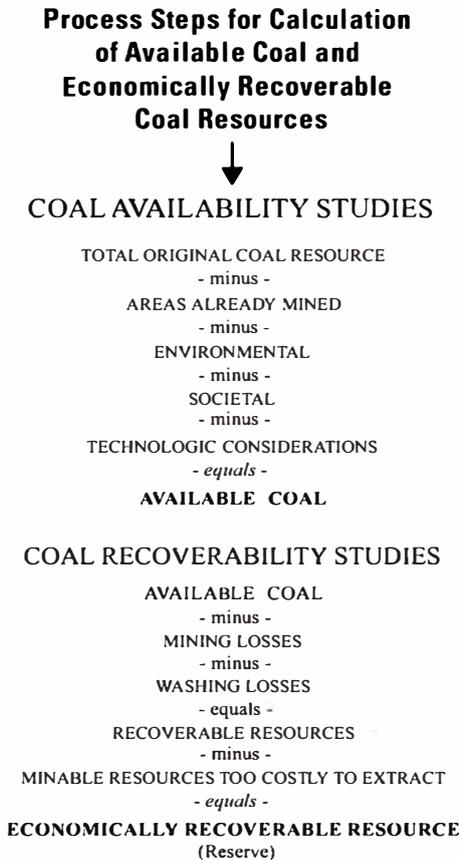
Initial CARS analyses in the late 1980s and early 1990s involved the evaluation of all potentially minable coal beds within selected 7.5-minute quadrangles in the Appalachian and Illinois Basin Regions. If a representative sampling of quadrangles could be made, it was hoped that those results could be applied statistically to larger areas to predict the remaining coal resources and the restrictions to mining. The results from

more than 30 quadrangles in these two basins demonstrated that, in most cases, the percentage of resources available for mining and recovery did not change greatly from the average of all the study areas. However, the amount of economically recoverable resources varied widely, and realistic projections of the detailed quadrangle studies to regional scales were not possible (Weisenfluh and others, 1997). It was clear that CARS studies needed to be conducted on areas larger than individual 7.5-minute quadrangles to be useful. After 1996, nearly all coal resource evaluations were conducted on single or multiple coal beds for entire coal fields, such as the Northern Wasatch Plateau coal field. These larger area evaluations provided significantly improved estimates of recoverable resources. The evolution in methodology from single 7.5-minute quadrangles containing about 56 mi² (145.0 km²) of area to entire coal fields containing up to several thousands of square miles (5,180+ km²) became feasible due largely to advances in computer hardware and software and the availability of digital information regarding geology, geography, and societal data and infrastructure.

Regardless of the size or generation of the particular CARS area, the basic methodology to estimate economically recoverable coal resources was the same. A flow diagram of the major steps involved in deriving an estimate of economically recoverable coal resources is shown in figure 3. For CARS studies, coal beds must be correlated and modeled

individually. Thus, the largest task in deriving an estimate of economically recoverable coal resources was the construction of the digital geologic model to determine the original resources. Other related data-collection activities included compiling restrictions, equipment and mining costs, and mined-out areas. Any new data acquired since the last database compilation were interpreted, correlated, and entered into the databases. Coal quality data were updated if available. While the geological support activities were underway, the mine modeling staff updated restrictions to mining, mine production assumptions, costs, current coal prices, and other related information on a regional basis. This permitted the coal recoverability studies to begin as soon as the geologic models were completed. Cooperative agreements with the coal-producing State geological surveys facilitated these evaluations not only by supplying geologic information but also by compiling mining restrictions and other related GIS data as well.

Once the geologic models were built and the availability analyses conducted, preliminary mine models (Rohrbacher and others, 1993a, 1993b, 2000) were developed for the remaining resources in the geologic model. A USGS mine model routine, called MINEMODEL (Rohrbacher and others, 2000), allowed allocation of coal resources to the different mine models in a logical progression. For example, surface mining is modeled by standard methods to relative economic cutoff ratios; then, depending on location and conditions, auger mining proceeds



Flow chart showing factors to be considered for calculation of economically recoverable coal resources.

Figure 3. Coal Availability/Recoverability Methodology Flow Diagram.

The National Coal Resource Assessment Overview

until a practical physical auger mining depth limit is reached. From that limit down to a maximum mining depth cutoff, underground methods are utilized. The remaining available coal underground is subdivided into either room-and-pillar or longwall models. Because longwall mining is more cost effective than room-and-pillar mining, the program preferentially maximizes the amount of remaining underground resources assigned to longwall models. Once all the available resources have been assigned to the various mine models, those data along with estimated coal haulage distances and quality are exported to a program called CoalVal that performs the coal-resource recoverability analyses.

The CoalVal program is a regional mine-planning and resource-recoverability analysis software package originally developed by the USBM (Suffredini, and others, 1994) and currently being updated by the USGS. This program produces a prefeasibility level evaluation to determine what portion of the recoverable coal resources can be currently produced economically, and what portion is considered subeconomic. A prefeasibility economic study should have error limits of ± 25 percent (United Nations, 1996). If the quality of the raw produced coal is suitable for market, CoalVal assumes that beneficiation (washing) is not necessary. If the coal quality needs to be improved to meet the minimum marketable quality, it is assumed that the coal needs to be washed. The program calculated the amount of coal and waste (dilution) produced from the mine operation and estimates the volume and quality of the market-ready coal from the wash plant. Once the delivered coal quality has been estimated, CoalVal determines a revised production cost, capital costs, and taxation for all the recoverable resources. The sum of the blocks of coal resources that can be produced at or less than the current sales price (at the time of the analysis) is considered economically recoverable resources. A discounted cash-flow rate of return module has been added to the CoalVal program, which will provide true reserve evaluations in the future.

It should be noted that a coal-reserves assessment is not a one-time evaluation or static procedure. The volume of reserves calculated is dependent on the information/data and assumptions used at the time of the study. Significant changes in parameters such as transportation, changes in technology, mining economics, and demand for coal and market pricing will affect the estimates of reserves through time. As production continues and demand remains strong and (or) technological advances in mining positively affect economics, resources once considered to be subeconomic may be elevated to the status of reserves. If demand for coal wanes and (or) coal sales prices decline, the opposite may occur. Therefore, reserve studies should be considered a dynamic process and models should be reanalyzed periodically with the most recent data and reassessed utilizing current recovery technology and economics.

Complexities of Coal Resource Assessments

The NCRA coal-resources assessments were conducted following USGS Circular 891 (Wood, and others, 1983) which attempted to generalize the geological, geographical, and mining systems for the United States. However, significant differences in the geology, coal rank and quality, and mining conditions in each basin complicate the task of simplifying coal production trends in the United States. Table 1 illustrates some of the differences between the Eastern and Western regions studied to date in the CARS project. Not only are the age, coal rank, structure, and stratigraphy very different from region to region, but significant differences exist in the coal quality, mining methods and associated mining costs, mining restrictions, and transportation costs as well.

Bed thickness is one of the most important fundamental factors affecting coal recoverability, and the coal-bed thickness varies significantly in the major U.S. coal basins. Most U.S. basins have thin to moderate bed thicknesses (10 ft, 3.0 m thick or less). However, many of the coal beds in the COP and PRB regions exceed 10 ft (3.0 m) in thickness, especially in the PRB where beds more than 50 ft (15.2 m) thick occur over significant areal distances. Typically, there is a direct correlation between bed thickness and recoverability. Very thin coal beds may be nonrecoverable. With current mining technology, minimum bed thicknesses for surface and underground mining are limited to about 1 ft and 2 ft (0.1 to 0.2 m), respectively. There is a striking inverse relationship between bed thickness and mining disturbance area. A 4-ft bituminous coal bed requires 22.1 mi² (57.2 km²) for 100 million-ton (90.7 mt) resource block, whereas a 50-ft (15.2 m) bed requires only 1.8 mi² (2.6 km²). Clearly, other parameters being equal, it would be preferable to recover the thickest, more concentrated deposit. For underground mining, there is a practical maximum limit to bed thickness advantages as current mining technology in the United States is limited to about 15 ft (4.6 m) in thickness. Portions of coal beds exceeding 15 ft (4.6 m) must be left in place, which results in lower recovery rates.

The depth of the coal beds is also an important factor affecting coal recovery economics, especially for surface-minable resources. The COP, PRB, and GCB regions all have significant shallow resources, whereas the NAB, CAB, and ILB coal fields are more mature mining areas where fewer large surface-minable resources remain. The most important cost component in surface mining is the expense of removing the volume of material lying above the coal bed(s). Everything else being equal, the cost of surface coal mining rises with increased depth (greater volume of material to remove).

Bed thickness, however, must also be considered with the depth as the two factors are interrelated. In general, thicker coal beds can be economically recovered to greater

Table 1. Regional coal resource and mining characteristics.

Abbreviations: TS = Truck-shovel stripping; DL = Dragline stripping; FEL = Front-end loader stripping; BWE = Bucket wheel excavator stripping; R&P = Room-and-pillar; LW = Longwall; UG = Underground; bit = bituminous; subbit = subbituminous; Vol = Volatile; S= sulfur; MM = mine mouth; SH = haulage by truck or rail.

| | Region | | | | | |
|------------------------------------|--------------------------|--|--|--|---|---|
| | Relative property | Northern/Central Appalachians | Illinois Basin | Colorado Plateau | Powder River Basin | Gulf Coast |
| COAL-BED GEOLOGY | COAL-BED THICKNESS | thin to moderate | thin to moderate | thin to thick | thin to thick | thin to moderate |
| | STRUCTURE | Simple to complex; slight to steep dips | Simple; low-angle dips | Simple to complex; moderate dips | Simple; low angle dips | simple, low-angle dips |
| | DEPTH | shallow to deep burial (most beds) | shallow to moderately deep burial | shallow to deep burial | shallow to deep burial | shallow |
| | GEOLOGIC AGE | Pennsylvanian: simple to complex stratigraphy 290-302 million years ago | Pennsylvanian: simple to complex stratigraphy 290-302 million years ago | Cretaceous-complex stratigraphy 70-100 million years ago | Tertiary-complex stratigraphy 40-60 million years ago | Tertiary-complex stratigraphy 40-60 million years ago |
| TYPICAL COAL QUALITY (AS-RECEIVED) | MOISTURE (percent) | 1.3-5.5 / 2-5.5 | 8-16 | 3-15 | 24-31 | 30-45 |
| | ASH (percent) | 4-18 / 3-15 | 2-5 | 4-13 | 3.1-10.5 | 10-25 |
| | Heating value (Btu/lb) | 11,100-13,900 / 11,500-14,200 | 9,700-12,800 | 9,200-12,800 | 7,800-9,700 | 5,200-7,200 |
| | SULFUR (percent) | 1-5 / 0.5-4 (significant compliance coal in CAB) | 1-6 (some compliance coal) | 0.2-1.4 (significant compliance coal with mod to high Btu) | 0.2-0.8 (significant compliance coal) | 0.6-1.5 (some near compliance coal) |
| | COAL RANK | High Vol C Bit-Anthracite | High Vol C Bit-High Vol B Bit | Subbit A-Low Vol A Bit | Lignite A-Subbit B | Lignite B-Lignite A |
| FUTURE MINING | REMAINING COAL RESOURCES | Mature mining area—most thick, low to med. S, high Btu coal has been mined. Medium to thin, high S, high Btu resources remain for UG mining; few large surface-minable resources remain. | Mature mining—most DL resources and med. S, deep resources have been mined. High to med. S, med.-high Btu, resources remain for UG & thin surface mining. Small amounts of low S, UG resources remain. | Large amounts of low to med S, low Btu, and high ash, DL, and TS strip resources are available in the San Juan Basin. LW operations will be used for most of the deep, thicker, low S, high Btu resources. | The largest operations will continue to use a combination of DL and TS operations. BWE operations failed in the past, but may prove to be the best way to continue stripping in the future. | Most deposits multibedded, combination of DL and TS operations. BWE operations utilization limited to special conditions and situations |

Table 1. Regional coal resource and mining characteristics.—Continued

| | Region | | | | | |
|--------------------------------|------------------------------|--|--|---|--|---|
| | Relative property | Northern/Central Appalachians | Illinois Basin | Colorado Plateau | Powder River Basin | Gulf Coast |
| MINING METHODS | SURFACE | Area mining/Mountain top removal with DL and TS/FELs; Contour strip; Auger and high-wall miners were once very common, but have caught up with most of the final highwalls. | Area mining with small to moderate sized equipment—no large DL or BWE operations remain—auger and highwall miners follow the stripping in normal operations. | Large, multi-bedded DL operations and smaller TS area mines are predominant. Auger and highwall miners have become more widely used as final highwalls are reached. | DL and TS operations are used together to increase productivity and lower stripping costs in the megamines. Only the “smaller” mines use TS mining exclusively. | Most deposits multibedded, combination of DL and TS operations. BWE operations utilization limited to special conditions and situations |
| | UNDERGROUND | Longwall operations are predominant; Room-and-pillar mining using continuous miners is common in smaller resource areas. Some small operations mine in beds above/below mined-out areas. | Room-and-pillar mining is more predominant than LW operations due to environmental restrictions and lower sales needed by smaller mine sizes. Large LW minable resources are available for the future. | Longwall operations are the predominant method of UG coal extraction. R&P is only planned and used where LWs cannot be laid out because of geologic conditions. | At the present time the only underground mine in the basin is the partly developed R&P operation, the Bull Mountain mine in the NW part of the PRB in MT. | No underground mining in the basin is currently planned in the foreseeable future. |
| PRIMARY RESTRICTIONS TO MINING | | Primary restrictions are: (1) land-use: highways, streams, and population centers; and (2) technological: beds too close together, beds too thin to mine, or beds with bad roof or floor conditions. | Primary restrictions are: (1) land-use: population centers, roads, and rivers; (2) technological: beds too close together, too thin to mine, poor roof conditions; and 3) coal salability. | Primary restrictions are: (1) land use: rivers, national forests, and national monuments; (2) technological: ground slopes too steep to reclaim, beds too close, too much faulting. | Primary restrictions are: (1) land-use: oil and gas lines and wells and mainline railroad for coal haulage, (2) technological: geologic conditions -sand channels. | Primary restrictions are: land-use: oil and gas lines and wells, and main roads railroads, towns, large streams, and lakes. |
| MINING COSTS | | medium to high | high | low to high | low to moderate | medium to high |
| TRANSPORTATION COSTS | MINE MOUTH (MM) SHIPPED (SH) | low (MM) to moderate (SH) | low (MM) to moderate (SH) | low (MM) to high (SH) | low (MM) to high (SH) | low (MM) |

depths. The relationship between coal-bed depth and thickness is called the “stripping ratio” and is the most influential economic factor in the evaluation of surface mining potential. This ratio represents the volume of rock both above and within (partings) coal beds expressed in the number of cubic yards (0.76 m³) that must be mined to obtain 1 t (0.9 mt) of coal. While not an exact conversion, the stripping ratio can be roughly estimated by simply dividing the thickness of the rock above the coal bed by the coal thickness. For example, given one area with a 10 ft (3.0 m) coal bed and another area with a 50 ft (15.2 m) bed, with both beds at 100 ft (30.5 m) in depth, the approximate stripping ratios would be 10:1 and 2:1, respectively. This means that, for the 2:1 ratio area, only 2 yd³ (1.53 m³) of rock would have to be removed per ton (0.9 mt) of coal produced compared to 10 yd³ (7.65 m³) for the 10:1 area. Obviously, the 2:1 ratio area would have a significant production cost advantage. It is the combination of extensive, very thick, low stripping ratio resources in the PRB that has stimulated the rapid development in this region over the past 35 years.

At some point, it becomes impractical to continue surface mining, and the deeper coal resources must be exploited by using underground mining methods. That cross-over depth for mining methods is regionally dependent. Depth significantly affects both coal recoverability and underground mining economics. With increasing depth, a number of logistical and geotechnical concerns including access and haul distances, roof and floor stability (increased rock pressures), temperature, and groundwater issues become increasingly problematic, leading to substantial productivity declines and economic penalties. The current depth limit to underground coal mining is usually considered to be between 3,000 to 4,000 ft (914.4 to 1,219.2 m) (Fettweis, 1979).

Coal rank is another significant parameter that is highly variable. Rank is a function of the degree of coalification (metamorphism). Rank is largely dependent on the amount of heat and pressure due to burial and time (age) that a coal deposit has sustained. The rank of the coal basins listed in table 1 increases from right to left, corresponding to increased age and burial history (tectonics). The GCB coals are lignite in rank and represent some of the geologically youngest U.S. coal resources. Coal in this region has been buried to relatively shallow depths. The NAB and CAB coals are both the oldest geologically and have been subjected to more intense tectonic activity, with some of the coal resources reaching the rank of anthracite. Additionally, the induration (strength) of the rock strata containing the coal beds can often be correlated with increasing coal rank. This may result in better roof and floor conditions for underground mining, leading to higher recoveries. Conversely, increased tectonic activity may also result in more bed deformation and faulting locally, which may inhibit coal recoverability. However, the most important relationship to rank is coal quality.

Coal quality is one of the other key factors related to coal recoverability. The single most important quality parameter is the heating value of coal. The heating value is a measure of the

energy contained in a unit of coal, expressed as British thermal units per pound (Btu/lb). In fact, coal is typically priced on a cost per million Btu basis. One of the most important effects of increasing rank is the loss of water content in the coal with a corresponding increase of the heating value. The rank-related relationship of water to heating value can be readily observed in table 1. The lower ranked lignite from the GCB has relatively high moisture and low heating values, while the high-ranked bituminous NAB and CAB regions exhibit the lowest moisture and highest heating values. The ramifications of this relationship upon coal quality are substantial. It takes 2 tons (1.8 mt) of 6,500-Btu/lb (15.1 MJ/kg) lignite to match the energy equivalent of 1 ton (0.9 mt) of 13,000 Btu/lb (30.2 MJ/kg) bituminous coal, which translates into a substantial competitive advantage for higher ranked coals.

The sulfur content of the coals is another significant coal quality parameter. When coal is burned, some sulfur dioxide (SO₂) is released, which contributes to degradation of air quality. Current clean air standards limit SO₂ emissions. Coals, when burned, that met clean standards without the use of emission-reducing technology are termed “compliance” coals. Thus, there is a price premium for compliance coal, those coals that contain equal to or less than 1.2 lb (0.54 kg) of SO₂ per million Btu (2,326 MJ/kg). The CAB, PRB, and COP all have significant resources that are considered compliance coal in terms of sulfur content. On the other hand, most coal from the NAB and ILB regions have relatively high sulfur contents, which requires coal cleaning and/or higher operational and maintenance costs for SO₂ removal at the powerplants are incurred and have a negative effect on coal sales prices. In general, the higher the sulfur content, the greater the price penalty, which affects the overall economics of a resource. For example, as of January 2, 2006, the current price for Pittsburgh bed coal at 13,000 Btu/lb (30.2 MJ/kg) was \$45.00/ton (0.9 mt) at less than 3.0 lb of SO₂ per million Btu (1.36 kg SO₂ per 2,326 MJ/kg) (1.95 percent sulfur) and \$38.00/ton (0.9 mt) at 4.0 lb of SO₂ per million Btu (1.81 kg SO₂ per 2,326 MJ/kg) (2.6 percent sulfur) (Platts, 2006). A difference of less than 1 percent sulfur resulted in a \$7.00/ton (0.9 mt) price differential.

From the previous discussion, it can be seen that many factors significantly affect the economics of coal recovery, with no single key parameter being most critical. Therefore, an understanding of some of the interrelationships of these factors can help explain situations that might seem anomalous at first glance. A good example is the PRB region. There, those coal resources have been able to compete with higher heating-value, bituminous coals east of the Mississippi River even when faced with a much higher transportation cost disadvantage. The thick, shallow coal beds can be surface mined at very low cost compared to many remaining Eastern coal reserves that must be produced utilizing more expensive underground mining methods. Furthermore, much of the PRB coal is compliant in terms of sulfur content, which yields an additional sales price premium. These economic advantages allow PRB coal to adsorb significant penalties in terms of

transportation costs and still remain competitive for great distances from the region. On the other hand, the GCB has much higher mining costs (thinner beds, higher stripping ratio, and lower coal quality) than other potential coal sources such as the PRB. However, the GCB lignite resources commonly remain competitive as they are used almost exclusively in mine-mouth powerplant situations where no transportation costs are incurred. In summary, each coal basin possesses a unique set of complex geological, mining, and transportation characteristics. This means that economic evaluations for estimating resource recovery must be customized for each individual coal basin.

United States Production Trends and Mining Methods

Historically, the thicker, shallower, and better quality coal beds have been preferentially exploited, especially in the Eastern United States. Deeper mining of thinner beds has become the norm in the Eastern coal fields. Furthermore, underground recovery of coal beds above or below previously mined coal beds has increased as well. Table 2 and figures 4A, B, and C compare U.S. coal production by mining method and geography in States east (including NAB, CAB, and ILB) compared to west (including PRB and COP) of the Mississippi River from the years 1990 through 2003.

One observation that is readily apparent from table 2 and figures 4A and B is the significant difference between the predominant mining method in the Eastern and Western regions. In the East, production is dominated by underground mining methods, while surface mining is prevalent in the West. Much of the surface-minable coal (lower cost) in the East has already been recovered, forcing increased exploitation of deeper reserves. Furthermore, with much higher average population densities in the East, more conflicts regarding competing surface uses make surface mining more challenging. In general, western coal fields are relatively young in terms of mining, and abundant, relatively thick coal beds at shallow depths remain unmined.

One of the most striking trends apparent when reviewing figure 4C is the regional shift in U.S. coal production. Figure 4C shows an overall gradual increase in total U.S. coal production from 1990 through 2003. However, the total production curve alone masks a striking increase in Western coal production with a corresponding decline in Eastern production over that period. The period between 1997 and 1998 is the historically significant crossover point where Western coal production surpassed that of the Eastern States. The reasons for this crossover were elaborated previously herein. Figure 4C also emphasizes the regional differences in mining methods. In the East, underground mining is dominant, whereas surface mining is overwhelmingly dominant in the West.

Total Eastern coal production decreased from 623 million tons per year (mtpy) in 1990 to 469 mtpy (389 mt) in 2003 (table 2). Both surface and underground production decreased. Conversely, longwall production increased significantly (from 116 mtpy [105 mt] to 149 mtpy [135 mt]) as the longwall operations became the preferred method of underground mining because of significant economic advantages in terms of recovery rates, productivity, and total output. Consequently, room-and-pillar mine production decreased significantly (from 262 mtpy [238 mt] tons to 146 mtpy [132 mt]). Many smaller underground mines with a production disadvantage, combined with a relatively stagnant coal market and an overall depletion of reserves, were no longer being able to compete against the more efficient longwall operations. Dragline production dropped from 80 mtpy (73 mt) in 1990 to 20 mtpy (18 mt) in 2003 and auger and highwall mining in combination with contour or area stripping decreased from 29 mtpy (26 mt) to 10 mtpy (9 mt). Several factors contributed to this decline in dragline production. Demand for high sulfur Illinois Basin coal waned as stricter sulfur emissions standards were implemented in the 1990s and much of the shallower, less costly coal had already been produced.

In the Western coal fields total production increased from 395 mtpy (358 mt) in 1990 to 603 mtpy (547 mt) in 2003 with most of that growth realized in the dragline/truck shovel (DL/TS) combination and TS operations in the Gillette, Wyoming, coal field (PRB). Some mines in the Gillette coal field were consolidated to improve efficiency. Ironically, draglines were moved from the ILB and Hanna Basin in Wyoming to the Gillette coal field to reduce stripping costs as surface production waned in the Midwestern region. A new DL/TS mine was also opened in the southern area of the Gillette coal field. The demand for low-sulfur, high-Btu coal from the Colorado Plateau mines also stimulated an increase in longwall mining production from 21 mtpy (19 mt) in 1990 to 40 mtpy (36 mt) tons in 2003 along with similar increases in room-and-pillar-mine production (from 6 mtpy (5 mt) to 16 mtpy (15 mt)).

Coal Availability and Recoverability Studies Results

The results of the CARS studies presented in USGS Professional Papers, 1625-A through 1625-D (Carter and others 2001; Hatch and Affolter, 2002; Molnia and others, 1999, Rohrbacher and others, 2000) are summarized in table 3 and fig. 5. A comparison of the results from the CARS work is somewhat complicated by the evolution of the methodology through time. Early CARS studies were conducted on individual 7.5-minute quadrangles (NAB, CAP, and ILB) for all minable coal resources on a bed-by-bed basis. More recent studies in the COP and PRB used geological models based on single or multiple coal beds from multiple 7.5-minute quadrangles up to entire coal fields. The advances in the methodology have improved the quality of the

Table 2. U.S. Coal production comparisons by region, by mine type, and by mining method for the years 1990, 1995, 2000, and 2003. Production listed in thousands of short tons. Eastern and Western regions¹ are separated by the Mississippi River. Mine types are either underground (UG) or surface (Surf). Underground mine methods are either room and pillar (R and P) or longwall. Surface mining methods are either dragline with truck shovel (DL/TS), truck-shovel and other (TS and other), or auger and highwall (auger and HW) (Platts, 2005).

| Region | Mine type | Mining method | 1990 | | | 1995 | | | 2000 | | | 2003 | | | | | | |
|-----------------------------------|------------------|---------------|------------|------------|-----|------------------|------------|------------|------|------------------|------------|------------|-----|------------------|---------|------------|-----|--|
| | | | Production | 1 | 2 | 3 | Production | 1 | 2 | 3 | Production | 1 | 2 | 3 | | | | |
| Eastern | UG | Longwall | 115,961 | 31% | | | 145,968 | 42% | | | 145,038 | 45% | | | 149,408 | 51% | | |
| | | R and P | 261,877 | 69% | | | 204,238 | 58% | | | 178,815 | 55% | | | 146,246 | 49% | | |
| | | Subtotal | 377,838 | | 61% | | 350,206 | | 64% | | 323,853 | | 64% | | 295,654 | | 63% | |
| | Surf | DL/TS | 79,528 | 32% | | | 44,512 | 23% | | | 24,925 | 13% | | | 20,031 | 12% | | |
| | | TS and other | 136,067 | 56% | | | 127,477 | 65% | | | 148,309 | 80% | | | 143,143 | 83% | | |
| | | Auger and HW | 29,460 | 12% | | | 22,874 | 12% | | | 12,565 | 7% | | | 9,748 | 6% | | |
| | Subtotal | 245,055 | | 39% | | 194,863 | | 36% | | 185,799 | | 36% | | 172,922 | | 37% | | |
| Regional Subtotal | 622,893 | | | 61% | | 545,069 | | 53% | | 509,652 | | 47% | | 468,576 | | 44% | | |
| Western | UG | Longwall | 27,182 | 81% | | | 39,355 | 89% | | | 42,862 | 89% | | | 40,412 | 71% | | |
| | | R and P | 6,278 | 19% | | | 4,619 | 11% | | | 5,196 | 11% | | | 16,126 | 29% | | |
| | | Subtotal | 33,460 | | 8% | | 43,974 | | 9% | | 48,058 | | 8% | | 56,538 | | 9% | |
| | Surf | DL/TS | 259,547 | 72% | | | 289,267 | 65% | | | 306,895 | 59% | | | 314,939 | 58% | | |
| | | TS and other | 102,403 | 28% | | | 154,024 | 35% | | | 211,030 | 41% | | | 231,114 | 42% | | |
| | | Subtotal | 361,950 | | 92% | | 443,291 | | 91% | | 517,925 | | 92% | | 546,053 | | 91% | |
| Regional subtotal | 395,410 | | | 39% | | 487,265 | | 47% | | 565,983 | | 53% | | 602,591 | | 56% | | |
| Total U.S. coal production | 1,018,303 | | | | | 1,032,334 | | | | 1,075,635 | | | | 1,071,167 | | | | |

¹Eastern coal States: Alabama, Indiana, Illinois, Kentucky, Maryland, Mississippi, Ohio, Pennsylvania, Tennessee, Virginia, West Virginia.

Western coal States: Alaska, Arizona, Colorado, Iowa, Kansas, Louisiana, Missouri, Montana, New Mexico, North Dakota, Oklahoma, Texas, Utah, Wyoming.

1. Percentage of regional production by mining method.
2. Percentage of regional production by mine type.
3. Percentage of total U.S. coal production by region.

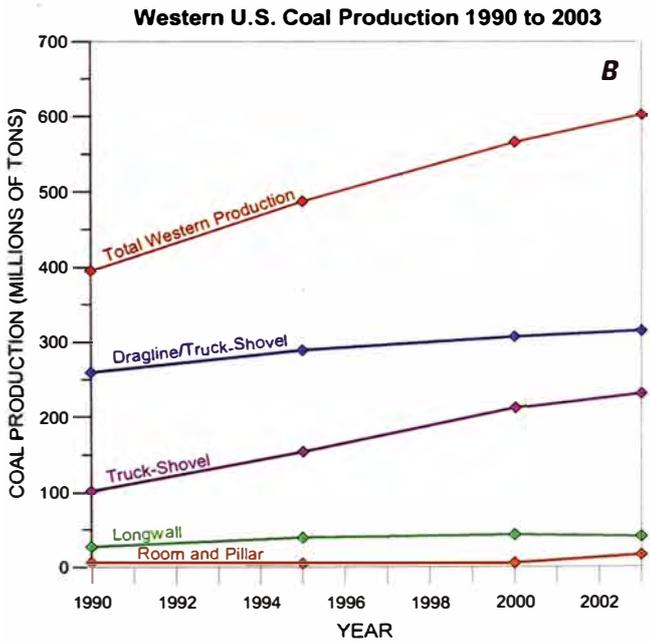
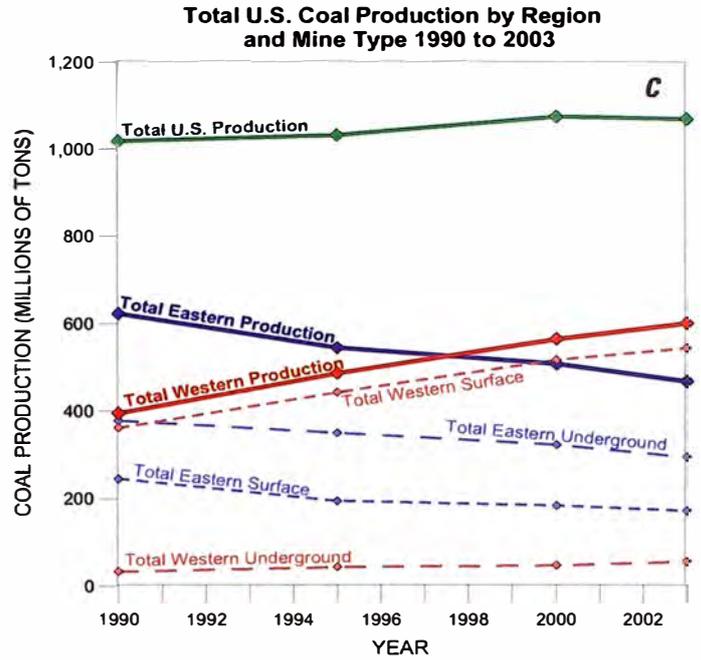
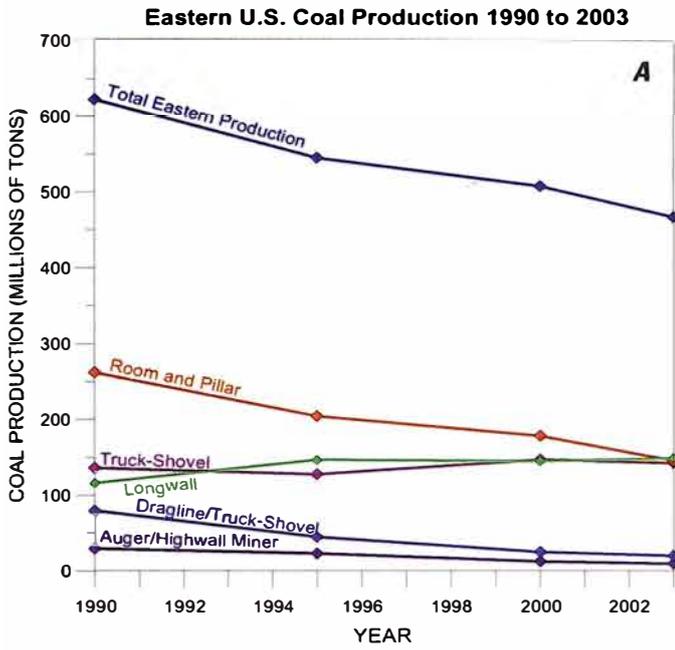


Figure 4. A, B, and C. Eastern and Western United States regional coal production trends by mining method and summary of regional and total United States production trends from 1990 through 2003 (Platts, 2005).

Table 3. CARs Summary of Coal Basins Resource Evaluations from Professional Papers 1625 A, B, C, and D (resource estimates are in millions of short tons). Percentages of original resources are shown in parentheses (rounded to whole number; totals may not equal sum of components because of independent rounding.)

| Study area | Dominant mining method | Original resources | Mined resources | Land-use restrictions | Technological restrictions | Total restricted resources | Available resources | Mining and process losses | Recoverable resources | Economically recoverable resources | Maturity index** |
|---|------------------------|--------------------|-----------------|-----------------------|----------------------------|----------------------------|---------------------|---------------------------|-----------------------|------------------------------------|------------------|
| Northern Appalachian Basin (Sum of 10 separately evaluated 7.5-minute quadrangles) ¹ | UG | 5,712 (100%) | 977 (17%) | 396 (7%) | 1,004 (18%) | 1,399 (25%) | 3,336 (58%) | 1,442 (25%) | 1,894 (33%) | 771 (13%) | 0.8 |
| Central Appalachian Basin (Sum of 15 separately evaluated 7.5-minute quadrangles) ¹ | UG | 9,692 (100%) | 1,466 (15%) | 252 (3%) | 3,065 (32%) | 3,315 (34%) | 4,911 (51%) | 1,865 (20%) | 3,046 (31%) | 976 (10%) | 0.7 |
| Illinois Basin (Sum of 16 separately evaluated 7.5-minute quadrangles) ² | UG | 12,185 (100%) | 1,461 (12%) | 537 (4%) | 3,168 (26%) | 3,712 (30%) | 7,012 (58%) | 2,587 (22%) | 4,425 (36%) | 1,074 (9%) | 0.7 |
| Powder River Basin, Wyo. (Highlight 7.5-minute quadrangle only) ³ | SURF | 3,636 (100%) | 0 (0%) | 167 (5%) | 0 (0%) | 167 (5%) | 3,470 (95%) | 218 (6%) | 3,227 (89%) | 389 (11%) | NA |
| Powder River Basin, Wyo. (Gillette coal field only) ⁴ | SURF | 136,144 (100%) | 4,319 (3%) | 10,537 (8%) | 0 (0%) | 10,537 (8%) | 121,288 (89%) | 12,129 (9%) | 109,159 (80%) | 23,079 (17%) | 5.9 |
| Piceance Basin, Colo. (Somerset 7.5-minute quadrangle only) ⁵ | UG | 3,088 (100%) | 275 (9%) | 2 (<1%) | 486 (16%) | 488 (16%) | 2,326 (75%) | NA | NA | NA | NA |
| Piceance Basin, Colo. (Somerset coal field) ⁶ | UG | 5,001 (100%) | 286 (6%) | 2 (<1%) | 507 (10%) | 509 (10%) | 4,207 (84%) | 1,006 (20%) | 3,200 (64%) | 1,078 (22%) | 3.8 |
| Wasatch Plateau, Utah (N. Wasatch Plateau coal field) ⁶ | UG | 6,971 (100%) | 565 (8%) | 76 (1%) | 2,134 (31%) | 2,210 (32%) | 4,196 (60%) | 1,204 (17%) | 2,993 (43%) | 910 (13%) | 1.6 |
| San Juan Basin, N. Mex. (Bisti coal field) ⁵ | SURF & UG | 5,860 (100%) | 48 (1%) | 1,633 (28%) | 294 (5%) | 1,927 (33%) | 3,886 (66%) | 1,135 (19%) | 2,750 (47%) | 214* (4%) | 4.5 |

* 214 million tons or 4 percent of the original resource would be economically recoverable if utilized in a mine-mouth powerplant.

**Maturity index is the ratio of economically recoverable resources to mined resources.

¹ Carter and others, 2001.

² Osmonson and others, 2002.

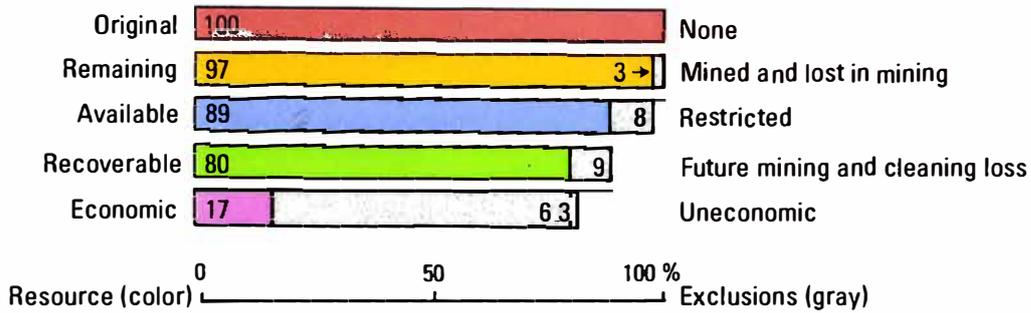
³ Molnia and others, 1999.

⁴ Ellis and others, 2002.

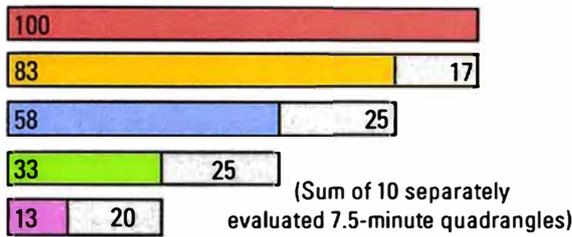
⁵ Rohrbacher and others, 2000.

⁶ Administrative Report, DST & Assoc., 2002.

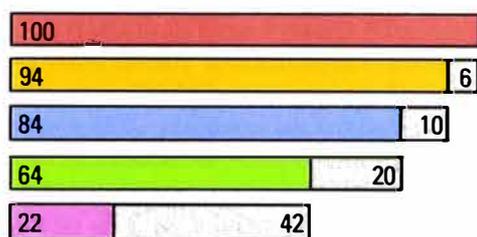
GILLETTE COAL FIELD STUDY AREA



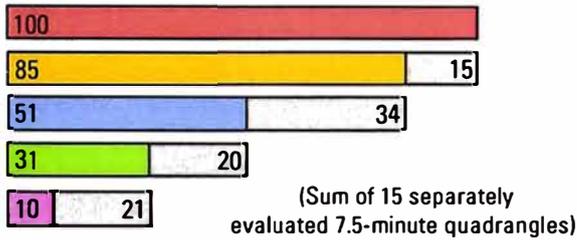
NORTHERN APPALACHIAN BASIN STUDY AREAS



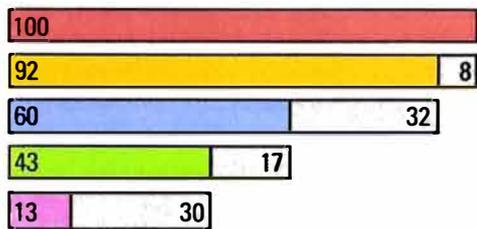
SOMERSET COAL FIELD STUDY AREA



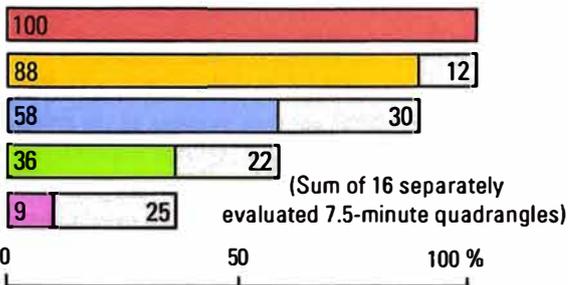
CENTRAL APPALACHIAN BASIN STUDY AREAS



NORTHERN WASATCH PLATEAU COAL FIELD STUDY AREA



ILLINOIS BASIN STUDY AREAS



BISTI COAL FIELD STUDY AREA

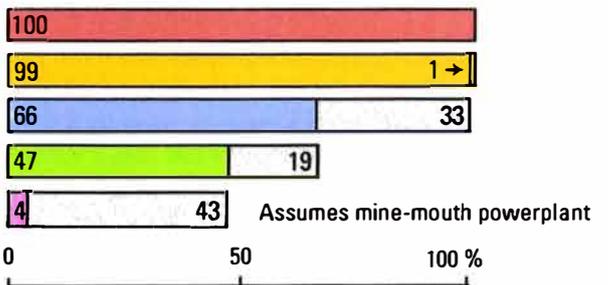


Figure 5. Coal availability/recoverability summary of coal basins resource evaluations from USGS Professional Papers 1625 A, B, C, and D.

reserve estimates but have resulted in different generations of results. Because of these differences, comparison of available, recoverable, and economically recoverable resources for coal fields using an evolving evaluation methodology is more complicated. Therefore, we felt that expressing the various coal-resource categories for each coal field as percentages of the original resources would provide more meaningful assessment than simply a comparison of tonnages.

Two studies, the Gillette coal field in the PRB and the Somerset coal field in the Piceance Basin, Colorado, were still in progress when the Professional Papers for their respective coal regions were published. However, the results for these two additional studies are included in table 3 because the studies of entire coal fields provide a more comprehensive estimate of economically recoverable resources than quadrangle studies. While the results of individual CARS quadrangle studies were not successful for forecasting basinwide coal-resource projections, averages of multiple studies do provide some insight into regional trends.

The relative maturity of the various regions can be seen from the results in table 3 and figure 5. The summary results of the early CARS studies for the NAB, CAB, and ILB, where 7.5-minute quadrangles were evaluated, show that these coal fields are relatively mature. All three areas have the highest percentage of mined-out coal (12 to 17 percent of their original coal resources) compared to mined-out percentages of 0 percent to 8 percent for Western U.S. coal fields. Because coal has been mined in the Appalachian region for several hundred years, this is not surprising. However, just comparing the amount of mined-out resources as percentages of in-place original resources does not tell the whole story. Even with the higher percentages of mined-out resources, the percentage of economic resources remaining for all the areas in table 3 and figure 5 are similar. Except for the Somerset coal field (22 percent), the percentage original resources estimated to be economically recoverable for all areas is only 17 percent or less.

Perhaps a more meaningful indicator of regional maturity is the maturity index presented in table 3. The maturity index is the ratio of the amount of remaining economically recoverable resources to the previously mined tonnages. A lower index indicates greater maturity in terms of total coal production for a given area. When the ratio is less than 1.0, the amount of economically recoverable resources remaining in place is less than the total reserves previously mined. The NAB, CAB, and ILB regions all have indices less than 1.0 indicating far greater development than the Western regions. This lower maturity index helps explain the U.S. trends (fig. 4C) where Eastern coal production has shown a steady decline over the past 13 years. As the maturity of a resource area increases, the effects of high grading are increasingly obvious, and this may accelerate production declines. The results of the maturation process is a tendency to see a shift in the characteristics of the remaining resources to deeper, thinner, and often lower quality coal, which all tend to make maintaining competitive advantages increasingly difficult.

These maturity effects correlate with the overall production decline for Eastern coal shown in figures 4A and 4C and table 2. A relatively mature situation exists for much of the Appalachian and Illinois coal regions and is strikingly illustrated by comparing the map of areas of known mining of the Pittsburgh bed (Maryland, Ohio, Pennsylvania, and West Virginia) over the coal and overburden depth isopach maps (Tewalt and others, 2001). Most of the remaining recoverable resources in both regions will be mined by underground methods because the less costly surface-minable and thicker, shallower underground coal reserves have been preferentially exploited.

One of the most important concepts emphasized by these studies shown in table 3 is the amount of coal resources potentially unavailable due to restrictions on mining. Figure 6 lists most of the significant restrictions to mining. In general, land-use restrictions have a greater effect on surface than underground mining operations, as expected. For example, in the Bisti coal field in the San Juan Basin of New Mexico, 28 percent of the resources are restricted from mining by the De-Na-Zin Wilderness Area, eliminating access to much of the coal outcrop and surface-minable coal, which underlies the wilderness area, from mining (Rohrbacher and others, 2000). Most of the land-use restrictions associated with underground mining are related to population centers, large streams and reservoirs, and other surface features that might be adversely affected by subsidence.

Technological restrictions have a much greater effect on underground minable-resource recovery than on surface-minable resources. Total restrictions from regions with primarily underground mining ranged from 10 percent to 34 percent of the original resources with a weighted average of about 27 percent. Several factors contribute to this sizable resource loss. One of the most important reasons for this resource loss is the sensitivity of underground mining to coal-bed thickness. The minimum mining equipment height interval is about 27 inches (68.6 cm) for room-and-pillar and 42 inches (106.7 cm) for longwall mining. Most State regulations prohibit recovery of other coal beds less than approximately 40 ft (12.2 m) apart stratigraphically from previously mined beds. Once a coal bed is mined by underground methods, other coal beds within 40 ft (12.2 m) above and below it are, in effect, sterilized due to geotechnical considerations. On the other hand, surface mining affords much greater flexibility with regard to both coal-bed thickness and multiple bed recovery, which translates to fewer resource losses due to technical restrictions. Once the coal resources previously produced and those unavailable due to restrictions are identified, the unavailable resources are then subtracted from the original resources to derive available resources (table 3 and fig. 5).

Unfortunately, it is virtually impossible to recover every ton of the available resources. A certain amount of coal is lost due to mining and processing, and these losses can be significant, depending on the type of mining. Typical coal recovery in surface mining operations is about 90 percent, which

| Coal leasing unsuitability criteria from the Federal Regulations (43CFR 3461.5) | Other applicable land-use restrictions, coal management | Technological restrictions considered |
|---|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> - Federal lands (soc) - Rights of way and easements (soc) - Dwellings, roads, cemeteries, and public buildings (soc) - Wilderness study areas (env) - Lands with outstanding scenic quality (env) - Lands used for scientific study (env) - Historical lands and sites (soc) - Natural areas (env) - Critical habitat for threatened or endangered species (env) - State listed threatened/endangered species (env) - Bald or golden eagle nests (env) - Bald and golden eagle roost and concentration areas (env) - Federal lands containing active falcon cliff nesting sites (env) - Habitat for migratory bird species (env) - Fish and wildlife habitat for resident species (env) - Flood plains (env) - Municipal watersheds (soc) - National resource waters (env) - Alluvial valley floors (env) - State or Indian Tribe criteria (soc) | <ul style="list-style-type: none"> - Towns (soc) - Pipelines and power lines (soc) - Industrial sites (soc) - Archaeological areas (soc) - Ownership issues (soc) - Wetlands (env.) - Streams, lakes, and reservoirs (env) | <ul style="list-style-type: none"> - Burned or oxidized coal - Coal beds too thin to mine - Coal bed discontinuities - Coal beds <40 ft apart (too close) - Coal beds dip too steeply to mine - Roof or floor problems - Minimum and maximum depth limitations on underground mining - Too close to intrusives or faults - Active mines, barrier pillars - Mined-out, abandoned mine areas - Subsidence over abandoned mines - Slopes too steep to reclaim - Oil and gas development - Resource block size |

Figure 6. Chart listing possible environmental (env), societal (soc) and technological restrictions to mining (Rohrbacher and others, 2000).

accounts for the 9 percent coal potentially lost to mining for the Gillette coal field shown in table 3 and figure 5. The studied areas in table 3, where underground mining was the dominant method, have higher mining and processing losses (from 17 percent to 25 percent) than those in the Western areas where surface mining is more prevalent. These higher losses are, in part, related to less flexibility with underground mining such as the inability to selectively handle parting material. Furthermore, underground mining inherently has lower coal-bed recovery rates than surface mining. A certain amount of the in-situ coal must be left in place as pillars and ribs to maintain safe roof stability (more so with room-and-pillar than with longwall mining).

Another source of resource loss is a factor if the raw mined coal quality must be processed to improve the quality. It is often impractical to recover a coal bed without inclusion of noncoal strata. At least minor amounts of the strata immediately adjacent to the coal (coal roof and (or) floor) are inadvertently recovered along with the coal. This material is called “out of seam dilution,” or simply “dilution.” Additionally, thin beds of high ash material called “partings” are typically found within most coal beds. Inclusion of this high ash (low Btu) dilution and parting material degrades the quality of the mined coal. The negative effects of dilution and partings on raw coal quality are typically more pronounced in the East and

Midwest as those coal beds tend to be thinner on the average than Western coal beds. If the amount of noncoal material is significant, the quality of the raw coal may be too poor to sell without some type of beneficiation process.

One last factor that affects the amount of processing losses is the sulfur content of the coal. Many Eastern and Midwestern coals contain coal beds with relatively high sulfur contents. Even if the ash content of the raw coal is not excessive, high sulfur is problematic, especially in light of current sulfur dioxide emission standards. Therefore, extensive raw coal washing with associated coal losses to eliminate dilution and (or) lower the sulfur content is common practice in the East.

Western underground coals are not typically washed because of their generally lower inherent ash and sulfur content. Furthermore, thicker average bed thicknesses allow the bed practice of leaving coal in the roof and floor to reduce the amount of dilution. It is during the washing process that additional coal losses are incurred. Thus, the average mining and process losses for Western coals (table 3 and fig. 5) are several percent lower than Eastern regions. Ironically, there are situations in the West where bed thickness exceeds the maximum practical underground mining height, and some coal must be left in the roof and (or) floor.

As with the case of thin coal beds, surfacing mining also affords much more flexibility when dealing with partings. The coal and parting(s) can be recovered in successive operations with the parting material left discarded in the mine pits. Specialized mining equipment such as the easi-miner (an adaptation of the underground continuous miner) are especially adept at selectively recovering coal from thin beds containing a parting or thicker beds with multiple partings. Finally, mining equipment is typically customized for each operation to maximize coal recovery and minimize dilution. The additional flexibility of surface mining operations to deal with partings and reduce dilution helps maintain acceptable raw coal quality and negates the need for washing, which also helps to minimize processing losses.

Subtraction of the resources lost during mining and processing from the available resources (the amount of original resources minus mined-out resources and the restricted resources) yields the recoverable resources (table 3 and fig. 5). The portions of the recoverable resources that can be mined at, or less than, the break-even price are considered to be economically recoverable coal resources. In the Eastern evaluations, an average of 33 and 31 percent of the original NAB and the CAB resources were recoverable respectively. Beds in the ILB have a slightly larger recoverability percentage than the CAB or NAB because most of the major mining activity has occurred in the shallower, peripheral portions of the basin. About 36 percent of the remaining resources in the ILB quadrangles evaluated are recoverable using current mining methods.

The percentage of recoverable resources in the Western coal fields ranged from 43 percent in the Uinta Basin to 80 percent in the Gillette coal field of the PRB (table 3 and fig. 5). This range in percentage of recoverable resource for Western coal fields is considerably larger than the range for the Eastern coal fields due in large part to the maturity of the Eastern fields. In addition, total restrictions and mining and process losses in Eastern coal regions are all greater than those in the West, leading to lower recoverable resources in the East than Western coal fields.

The single most important result to note from all the CARS evaluations is the fact that the amount of economically recoverable resources for all the areas evaluated represents only a relatively small fraction (4 percent to 22 percent) of the original resources. This result stresses the need to use coal resource terminology carefully, avoiding the use of the terms “resources” and “economically recoverable resources” interchangeably.

The Western areas generally have higher ratios of economically recoverable resources to original resources than the Eastern regions. The maturity index in table 3, the ratio of remaining economically recoverable resources to previously mined tonnages, was developed to help explain this trend. It seems intuitive that, as the maturity of a coal field increases, continued production and increasing restrictions should negatively affect the amount of economically recoverable resources remaining, and the results from the CARS evaluations confirm this. The maturity index simply provides a quick visual relative ranking of the magnitude of regional development. The percentage of economically recoverable resources for the relatively young Gillette coal field and the Piceance Basin are the highest of the areas evaluated (19 percent and 22 percent) and also have high maturity indices (5.9 and 3.8, respectively). Conversely, the older areas with the lowest economically recoverable resources percentages (13 percent, 10 percent, and 9 percent), the NAB, CAB, and ILB, also have the low maturity indices (0.8, 0.7, and 0.7, respectively).

Summary

The early, areally limited CARS evaluations confirmed the fact that the amount of economically recoverable resources is substantially less than the total original coal resources. To provide decisionmakers and policymakers with the necessary information, a more comprehensive assessment of the Nation’s coal reserves is required, not just another coal resource study. To address this essential need, it is planned that the next phase of U.S. coal assessments will include a systematic inventory of coal reserves of all significant minable coal beds in the major coal basins. It must be stressed again that coal reserve estimations are a dynamic process. The costs of mining and coal sales prices are not static, and both tend to increase over time. If the rate of increase of market prices exceeds the rate of mining cost increases, the reserve base will grow (and the converse). Furthermore, technological advances may also have significant effects on recovery economics and coal reserve estimates. Therefore, coal reserve assessments are not a one-time exercise; the assessments need to be redone periodically as conditions such as new data (geologic, restrictions, and so forth) or significant changes in mining economics warrant.

References

- Carter, M.D., and Gardner, N.K., 1989, An assessment of coal resources available for development—Central Appalachian region, first year summary: U.S. Geological Survey Open-File Report 89–362, 52 p.
- Carter, M.D., Rohrbacher, T.J., Teeters, D.D., Scott, D.C., Osmonson, L.M., Weisenfluh, G.A., Loud, E.I., Sites, R.S., Axon, A.G., Wolfe, M.E., and Lentz, L.J., 2001, Coal availability, recoverability, and economic evaluations of coal resources in the Northern and Central Appalachian Basin coal regions, Chapter J: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–C, p. J1–J43.
- Eggleston, J.R., and Carter, M.D., 1987, A new approach to determining how much coal is available for mining: U.S. Geological Survey Yearbook, p. 57–61.
- Eggleston, J.R., Carter, M.D., and Cobb, J.C., 1990, Coal resources available for development—A methodology and pilot study: U.S. Geological Survey Circular 1055, 15 p.
- Ellis, M.S., Molnia, C.L., Osmonson, L.M., Ochs, A.M., Rohrbacher, T. J., Mercier, T., and Roberts, L.N.R., 2002, Evaluation of economically extractable coal resources in the Gillette coal field, Powder River Basin, Wyoming: U.S. Geological Survey Open-File Report 2002–180, 48 p., <http://geology.cr.usgs.gov/energy/OF02-180/>.
- Energy Information Administration, 2006, Market trends—Electricity supply, in *Annual energy outlook 2006: Energy Information Administration Report DOE/EIA–0383(2006)*, p. 78–80. (Accessed on the Web on 01/31/07 at http://www.eia.doe.gov/oiaf/aeo/pdf/trend_5.pdf)
- Falkie, T.V., and McKelvey, V.E., 1976, Coal resource classification of the U.S. Bureau of Mines and U.S. Geological Survey: U.S. Geological Survey Bulletin 1450–B, 7 p.
- Fettweis, G.B., 1979, *World Coal Resources*: New York, Elsevier Scientific Publishing, 415 p.
- Fort Union Coal Assessment Team, 1999, 1999 Resource assessment of selected Tertiary coal seams and zones in the northern Rocky Mountains and Great Plains Region: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–A, 2 discs.
- Hatch, J.R., and Affolter, R.H., eds., 2002, Resource assessment of the Springfield, Herrin, Danville, and Baker coals in the Illinois Basin: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–D, 2 discs.
- Kirschbaum, M.A., Roberts, L.N.R., and Biewick, L.R.H., eds., 2000, Geologic assessment of coal in the Colorado Plateau—Arizona, Colorado, New Mexico, and Utah: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–B, 2 discs.
- Molnia, C.L., Osmonson, L.M., Wilde, E.M., Biewick, L.R.H., Rohrbacher, T.J., and Carter, M.D., 1999, Coal availability and recoverability studies in the Powder River basin, Wyoming and Montana: Chapter PAR in U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–A, 119 p.
- Northern and Central Appalachian Basin Coal Regions Assessment Team, 2001, 2000 Resource assessment of selected coal seams and zones in the northern and central Appalachian Basin coal regions: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–C, 2 discs.
- Osmonson, L.M., Treworgy, C.G., Connolly, C.L., Andrews, W.A., Weisenfluh, G.A., Carter, M.D., and Hatch, J.R., 2002, Availability and recoverability of Illinois Basin Coals: U.S. Geological Survey, Professional Paper 1625–D, Chapter D, p. D1–D45.
- Platts, 2005, *Coaldat-coal database*: Platts, 333 Walnut Street, Boulder, CO 80301.
- Platts, 2006, *Coal outlook*: McGraw Hill, v. 30, no. 1, p. 2.
- Rohrbacher, T.J., Teeters, D.D., Sullivan, G.L., and Osmonson, L.M., 1993a, Coal reserves of the Matewan quadrangle, Kentucky—A coal recoverability study: U.S. Bureau of Mines Information Circular 9355, 36 p.
- Rohrbacher, T.J., Molnia, C.L., Osmonson, L.M., Carter, M.D., Eakins, W., Hoffman, G.K., Tabet, D.E., Schultz, J.E., Scott, D.C., Teeters, D.D., Jones, G.E., Quick, J.C., Hock, B., and Hanson, J.A., 2000, Coal availability, recoverability, and economic evaluations of coal resources in the Colorado Plateau, Chapter F, in *Colorado, New Mexico, and Utah*: U.S. Geological Survey, Professional Paper 1625–B, p. F1–F64.
- Rohrbacher, T.J., Teeters, D.D., Sullivan, G.L., and Osmonson, L.M., 1993b, Coal resource recoverability—A methodology: U.S. Bureau of Mines Information Circular 9368, 48 p.
- Suffredini, C.D., Plis, M.N., Rohrbacher, T.J., and Teeters, D.D., 1994, COALVAL 2.0, A prefeasibility software package for evaluating coal properties using Lotus 1-2-3, Release 3.1—Documentation and user's guide: U.S. Bureau of Mines Open-File Report 35–94, 198 p.
- Tewalt, S.J., Ruppert, L.F., Bragg, L.J., Carlton, R.W., Brezinski, D.K., Wallack, R.N., and Butler, D.T., 2001, Chapter C, A digital resource model of the upper Pennsylvanian Pittsburgh coal seam, Monongahela Group, Northern Appalachian Basin Coal Region: U.S. Geological Survey Professional Paper 1625–C, 102 p.

United Nations, 1996, United Nations international framework classification for reserves/resources—Solid fuels and mineral commodities: United Nations Economic and Social Council, Economic Commission for Europe, Committee on Sustainable Energy, 174 p.

Weisenfluh, Gerald A., Cobb, James C., Firm, John C., and Ruthven, Carol L., 1997, Kentucky's coal industry—Historical trends and future opportunities: Kentucky Geological Survey, 9 p.

Wood, G.H., Jr., Kehn, T.M., Carter, M.D., and Culbertson, W.C., 1983, Coal resource classification system of the U.S. Geological Survey: U.S. Geological Survey Circular 891, 65 p.



***Click here to return to
Volume Table of Contents***

ANEXO F
AUSTRALIAN GUIDELINES FOR
ESTIMATING AND REPORTING OF
INVENTORY COAL, COAL RESOURCES
AND COAL RESERVES

AUSTRALIAN GUIDELINES FOR
**Estimating and
Reporting of**
Inventory Coal, Coal
Resources and Coal
Reserves

2003 EDITION



PREPARED BY THE COALFIELDS GEOLOGY COUNCIL OF NEW SOUTH WALES AND THE
QUEENSLAND MINING COUNCIL

AUSTRALIAN GUIDELINES FOR THE ESTIMATING AND REPORTING OF INVENTORY COAL, COAL RESOURCES AND COAL RESERVES

(Issued March 2003)

| | |
|---|---|
| 1.Preface | 4 |
| 2.Scope | 4 |
| 3.Definitions | 4 |
| 4.Estimation and Documentation of Inventory Coal and Coal Resources | 6 |
| 5.Estimation and Documentation of Coal Reserves | 7 |
| 6.Future Reviews | 8 |
| 7.Diagram 1 : Relationship Between Inventory Coal, Coal Resources and Coal Reserves | 9 |



Preface 1

1.1 Prior to September 1999 the estimating and reporting of **Coal Resources** and **Coal Reserves** in Australia were prescribed by the "Australian Code for Reporting Identified **Coal Resources** and **Reserves** (February 1986)". This code was ratified by the Government Geologists' Conference in April 1986 and appended to the "Australasian Code for Reporting of Identified Mineral Resources and Ore Reserves" (the Joint Ore Reserve Committee or JORC Code) in February 1989; and subsequently in the revised JORC Code (July 1996). The JORC Code was further revised and reissued in September 1999 under the title of the "Australasian Code for Reporting of Mineral Resources and Ore Reserves". The 1999 JORC Code, herein referred to as "the Code", provides minimum standards for public reporting to the investment community.

1.2 The Code is currently being reviewed. The new version of the Code is expected to be ratified and issued in 2003. The "Australian Guidelines for the Estimating and Reporting of Inventory Coal, Coal Resources and Coal Reserves", herein referred to as "the Guidelines", will be referred to in the new Code, and will be reviewed and re-issued when the new Code is released, to ensure consistency between the two documents.

1.3 Adherence to the processes and procedures outlined in the Guidelines is not considered compulsory, but is strongly recommended. Some of the wording in the Guidelines has been copied from the Code and the reader should note that requirements of the Code are mandatory if an estimate is to be compliant with the Code.

Scope 2

The Guidelines are broad in nature to accommodate the wide variation of Australian coal deposits, in terms of rank, quality and geological environment.

The scope of this document is to: -

- Outline the methodology, reflecting best industry practice, that should be followed when estimating the quantity and quality of **Inventory Coal, Coal Resources and Coal Reserves**
- Provide guidelines for reporting to government and other non-public organisations; and
- Provide guidelines for preparing supporting technical documents.

Italicised explanatory notes are provided in the Guidelines to provide a clearer understanding of their intent. Where these notes occur they are indented and written in a slightly smaller italicised font, as illustrated in this example.

Definitions 3

3.1 An **Estimator** is a person responsible for the estimation of **Inventory Coal, Coal Resources** and/or **Coal Reserves**. The **Estimator** should have tertiary qualifications in geology or mining engineering and must have a minimum of five years

experience in the relevant coal industry activity. If the **Estimator** is estimating or supervising the estimation of **Inventory Coal** and/or **Coal Resources**, the relevant experience must be in the estimation, assessment and evaluation of **Inventory Coal** and/or **Coal Resources**. If the **Estimator** is estimating or supervising the estimation of **Coal Reserves**, the relevant experience must be in the estimation, assessment, evaluation and economic extraction of **Coal Reserves**. In reporting for statutory purposes, it is the **Estimator's** responsibility to comply with any special conditions or requirements of relevant State Government.

To sign off on Public Reports in accordance with the Code (i.e. reports prepared for the purpose of informing investors or potential investors and their advisers), an Estimator must qualify as a 'Competent Person' under the Code and ensure that all requirements of the Code are satisfied.

3.2 **Points of Observation** are intersections of coal-bearing strata, at known locations, which provide information, to varying degrees of confidence, about the coal by observation, measurement and/or testing of the following: surface or underground exposures, bore cores, downhole geophysical logs and/or drill cuttings in non-cored boreholes. **Points of Observation** shall allow the presence of coal to be unambiguously determined. **Points of Observation** for coal quantity estimation may not necessarily be used for coal quality evaluation. A **Point of Observation** for coal quality evaluation is normally obtained by testing samples obtained from surface or underground exposures, or from bore core samples having an acceptable level of recovery (normally >95 per cent linear recovery).

3.3 **Interpretive Data** are observations supporting the existence of coal, gathered by interpretive or indirect methods. **Interpretive Data** may include results from mapping, seismic, magnetic, gravity and other geophysical and geological surveys, but should not be used to estimate coal quantity or quality. A company, when reporting **Interpretive Data**, shall state the technical basis of the interpretation. **Interpretive Data** may be used in conjunction with **Points of Observation** to improve confidence levels.

3.4 **Exploration Results** are reports of coal occurrences that, due to insufficient information, cannot be assigned specific tonnages or quality.

3.5 **Inventory Coal** is any occurrence of coal in the ground that can be estimated and reported without necessarily being constrained by economic potential, geological or other modifying factors. By definition, it includes all **Coal Resources**. The location, quantity, quality, geological characteristics and continuity of **Inventory Coal** are known, estimated or interpreted from specific geological evidence and knowledge.

Inventory Coal is sub-divided in order of increasing geological confidence into Inferred, Indicated and Measured categories.

Inventory Coal is a new term that enables a more complete estimate of coal 'in ground' to be reported for Government or internal company purposes. **Inventory Coal** is a category of coal not recognised by the Code.

Inventory Coal falls outside the ambit of the Code as it is not constrained by the phrase "...reasonable prospects for eventual economic extraction." used in the Code to define the term Coal Resource. The category of Inventory Coal enables the quantification and reporting of coal which, in the opinion of the Estimator (at the time the estimate was made), has potential significance, but may not have potential for economic development in the foreseeable future.

The category also serves another important function by enabling the reporting of coal tonnage and grade estimates in 'non-public' reports to government departments and other statutory authorities where the primary focus of the estimation and reporting is not only for statutory compliance purposes but also to provide the basis for establishing an inventory that may be used for land use or strategic planning purposes.

While the Estimator has ultimate discretion regarding the coal included in this category, minor coal occurrences should be excluded. Examples of Inventory Coal estimates may include coal: that is not accessible for mining because of land access restrictions (e.g. proposed or gazetted national parks); that is alienated because of infrastructure or urbanisation; that is compromised because of technical feasibility issues (e.g. too deep, too steeply dipping, too thin etc.); or perhaps that is in an extremely remote area devoid of any infrastructure and where potential development in a reasonable timeframe may be difficult to justify.

3.6 A Coal Resource is that portion of a deposit in such form and quantity that there are reasonable prospects for eventual economic extraction. The location, quantity, quality, geological characteristics and continuity of a **Coal Resource** are known, estimated or interpreted from specific geological evidence and knowledge. **Coal Resources** are subdivided, in order of increasing geological confidence, into **Inferred, Indicated and Measured** categories.

3.7 A Coal Reserve is the economically mineable part of a **Measured or Indicated Coal Resource**. **Coal Reserve** estimates include diluting materials and are adjusted for losses that may occur when the coal is mined. Appropriate assessments, which may include feasibility studies, have been carried out. These assessments should include proper consideration of all relevant 'modifying factors' such

as: mining methods, beneficiation, and economic, marketing, legal, environmental, social and governmental factors. These assessments should demonstrate that at the time of reporting, economic extraction could reasonably be justified. **Coal Reserves** are subdivided in order of increasing confidence into **Probable Coal Reserves and Proved Coal Reserves**.

3.8 Marketable Coal Reserves are the tonnages of coal, at specified moisture and quality, available for sale after beneficiation of **Coal Reserves**. **Marketable Coal Reserves** may be reported in conjunction with, but not instead of, reports of **Coal Reserves**. If the coal is to be marketed without any beneficiation, **Marketable Coal Reserves** may be the same as the **Coal Reserves**. The basis of the predicted yield to achieve **Marketable Coal Reserves** should be stated, particularly whether the yields and ash values are from laboratory float/sink results, or if they are practical results that take the planned beneficiation process into consideration, or if they are reconciled historical data from an operating mine. **Marketable Coal Reserves** should be reported in terms of **Probable Marketable Coal Reserves or Proved Marketable Coal Reserves**.

3.9 Confidence Categories for Inventory Coal and Coal Resources

3.9.1 Inferred Inventory Coal or an Inferred Coal Resource is that part of the total **Inventory Coal or Coal Resource** estimate for which quantity and quality can only be estimated with low levels of confidence. The quantity and quality are inferred using **Points of Observation** that may be supported by **Interpretive Data**. Estimates for this confidence category are likely to change significantly with further exploration.

3.9.2 Indicated Inventory Coal or an Indicated Coal Resource is that part of the total **Inventory Coal or Coal Resource** for which quantity and quality can be estimated with reasonable levels of confidence, based on information gathered from **Points of Observation** that may be supported by **Interpretive Data**. The **Points of Observation** are sufficient for continuity to be assumed; but are too widely or inappropriately spaced to confirm geological and/or quality continuity.

3.9.3 Measured Inventory Coal or a Measured Coal Resource is that part of the total **Inventory Coal or Coal Resource** for which quantity and quality can be estimated with a high level of confidence, based on information gathered from **Points of Observation** that may be supported by **Interpretive Data**. The **Points of Observation** are spaced closely enough to confirm geological and/or quality continuity.

3.10 Confidence Categories for Coal Reserves

3.10.1 A Probable Coal Reserve is the economically mineable part of an **Indicated Coal Resource**. It can also be the economically mineable part of a **Measured Coal Resource** if the modifying factors (referred to in

Section 3.7) need to be further resolved before the Estimator can confidently place the Coal Reserve in the Proved category.

3.10.2A Proved Coal Reserve is the economically mineable part of a Measured Coal Resource for which the modifying factors (referred to in Section 3.7) have been satisfied.

3.11 Diagram 1 sets out the framework for classifying quality and quantity estimates to reflect different levels of confidence in the geology and the modifying factors. Reports of Inventory Coal, Coal Resources and Coal Reserves should only use the terms set out in Diagram 1.

4.1 Inventory Coal and Coal Resources can only be estimated from data obtained from Points of Observation. Interpretive Data are not Points of Observation but may increase confidence in the continuity of seams between Points of Observation.

4.2 Inventory Coal and Coal Resource tonnage estimates are prepared using the area, thickness and in situ density determined by the Estimator. The Estimator should ensure that the in situ density applied is clearly stated and can be justified on technical grounds.

4.3 Inventory Coal and Coal Resources should be estimated and reported for individual seams or seam groupings within a deposit. They should also be subdivided and reported on the basis of 'key variables'; such as thickness, depth range, strip ratio, coal quality parameters, geographic constraints and geological or technical considerations. The key variables and assumptions for each deposit should be clearly stated in order to ensure clarity and transparency of the report.

Seam groupings comprise seams located in stratigraphic proximity that may be considered a single entity for the purposes of estimation.

4.4 If any key variable or combination of variables does not meet a level for which there are reasonable prospects of eventual economic extraction over a persistent area, then Coal Resources should not be reported for the seam in that area. If there are compelling reasons to report resources in these areas (e.g. the area has to be mined through to access a more prospective seam or higher quality resources), the Estimator should provide the necessary explanation.

4.5 The following are broad guidelines to assist the Estimator when determining the relevant confidence categories for estimates of Inventory Coal and Coal Resources. In areas where seams are faulted, intruded, split, lenticular, or subject to significant variations in thickness or quality, more closely spaced Points of Observation, which may be supported by Interpretive Data, will be required.

4.5.1 For an Inferred confidence level, the number and

distribution of Points of Observation, which may be supported by Interpretive Data, should provide sufficient understanding of the geological conditions to infer continuity of seams between Points of Observation. They should also allow an estimate of the range of coal thickness as well as coal quality to be made to a low level of confidence (i.e. insufficient for mine planning purposes). Inferred Inventory Coal and Inferred Coal Resources may be estimated using data obtained from Points of Observation up to 4 kilometres apart. Trends in coal thickness and quality should not be unreasonably extrapolated beyond the last line of Points of Observation.

'Extrapolated' refers to the distance the estimate is extended past the last line of Points of Observation into areas for which no data are available.

4.5.2 For an Indicated confidence level, the number, distribution and integrity of Points of Observation, which may be supported by Interpretive Data, are sufficient to allow a realistic estimate of average coal thickness, areal extent, depth range, quality and in situ quantity. They provide a level of confidence in the deposit sufficient to generate mine plans and determine the likely washplant yield and quality of product coal. Indicated Inventory Coal and Indicated Coal Resources may be estimated using data obtained from Points of Observation normally less than 1 kilometre apart, but the distance may be extended if there is sufficient technical justification to do so; for example, if supported by geostatistical analysis. Trends in coal thickness and quality should not be extrapolated more than half the distance between Points of Observation.

4.5.3 For a Measured confidence level, the number, distribution and integrity of Points of Observation, which may be supported by Interpretive Data, are sufficient to allow a reliable estimate of average coal thickness, areal extent, depth range, quality and in situ quantity. They provide a level of confidence in the deposit sufficient to generate detailed mine plans, determine mining and beneficiation costs, washplant yield estimates and specifications for a marketable product. Measured Inventory Coal and Measured Coal Resources may be estimated using data obtained from Points of Observation normally less than 500 metres apart, but the distance may be extended if there is sufficient technical justification to do so; for example, if supported by geostatistical analysis. Trends in coal thickness and quality should not be extrapolated more than half the distance between Points of Observation.

4.6 Estimates of Inventory Coal and Coal Resources should reflect the order of accuracy of the estimate as set out in Clause 25 of the Code.

Tabulations of estimates should normally be rounded to two significant figures (N.B. not decimal places).

4.7 Where estimates of Inventory Coal and Coal Resources are presented together, a clarifying statement must be included in the report which clearly

indicates whether the **Inventory Coal**, as reported, is inclusive of, or additional to the **Coal Resources**. A resource report including **Inventory Coal** would not be JORC compliant for public reporting.

4.8 Notwithstanding all of the above, it is the responsibility of the **Estimator** to determine and justify the **Inventory Coal** and/or **Coal Resource** categories for any given deposit. The **Estimator** should prepare a technical document that fully describes the estimation process and assumptions used. The document should include:

- Project/deposit name
- Status of tenure over the **Inventory Coal** or **Coal Resources** being reported
- Tenure holder(s) and/or operators
- Outline of the geology of the area
- Summary of the status of the database and the geological model used and the steps taken by the **Estimator** to validate them
- Outline of the estimation methodology including the criteria used to differentiate between **Inventory Coal** and **Coal Resources**
- An explanation of how the confidence categories were defined
- Plans and cross-sections for each seam or seam grouping at appropriate scales, showing:
 - tenures, the location and areal extent of each confidence category, including the boundary between open cut and underground (if applicable), the factors used to limit the estimates, the **Points of Observation** (with the coal quality holes for that seam clearly differentiated) and any **Interpretive Data** on which the resource estimates for that seam were based.
- Tables of the estimates displaying: tenures, confidence categories, areas used in the estimates, seam thickness ranges, in situ densities, depth ranges and coal quality ranges relevant to the estimate for each seam or seam grouping. Reference should also be made to the probable mining method.
- The moisture basis of the estimate(s) and the moisture adjustment factor (if applied)
- A description of all factors used to limit the estimate(s)
- A comparison of the estimate(s) with previous estimates prepared for the deposit
- A comparison of the estimate(s) with current estimates prepared by alternative methods or during the process of peer review
- A declaration as to whether or not the

resource report is JORC compliant

- The name, qualifications and experience of the **Estimator** and the relationship of the **Estimator** with the tenure holder(s) and/or operators
- The date of the estimate.

Estimation and Documentation 5 of Coal Reserves

5.1 **Coal Reserves** can only be derived from **Indicated** and/or **Measured Resources** contained within a mine plan. They represent the tonnages of coal, at specified moisture, expected to be mined and delivered as run of mine (ROM) coal.

5.2 In estimating **Coal Reserves**, mining recovery and mining dilution must be applied to the **Coal Resources**. Adjustments for changes in moisture are also strongly recommended. Mining recovery and dilution may be expressed in terms of specific coal losses and/or dilution for each seam or, alternatively, as a percentage mining recovery. Unless a specific factor has been determined from conceptual studies, the historically proven mining recovery and dilution for the proposed mining method in the particular area should be used. The **Estimator** should report and justify the mining recovery and dilution factors used.

5.3 **Coal Reserves** must be reported separately for those parts of deposits mineable by surface and underground methods.

5.4 **Marketable Coal Reserves** are estimated by applying the predicted yield and product moisture factors to the **Coal Reserves**. They should be reported by broad product type; for example, coking, PCI or thermal.

5.5 Estimates of **Coal Reserves** must clearly state all factors used in the estimation, including: the **Coal Resource** estimates, proposed mining methods, the modifying factors limiting mining, allowances for mining loss and dilution, and moisture adjustment factors (if applied). For **Marketable Coal Reserves**, if reported, the predicted quality, yield and basis for predicting the yield should be stated. Tonnage estimates of **Coal Reserves** should be rounded, commensurate with the precision of the estimate.

5.6 Where estimates of **Coal Resources** and **Coal Reserves** are presented together, a clarifying statement must be included in the report that clearly states whether the **Coal Resources** are inclusive of, or additional to, the **Coal Reserves**.

5.7 The choice of the appropriate category of **Coal Reserve** is determined primarily by the confidence level of the corresponding **Coal Resource** and must be made by the **Estimator**. In the case of a **Measured Resource** the uncertainties in any modifying factor(s) may result in a **Probable** confidence level being applied to the **Coal Reserve**. The **Estimator** should

prepare a technical document that fully describes the estimation process and assumptions used. As a guide only, the document should include:

- Project/deposit name
- Status of tenure over the reserves being reported
- Tenure holder(s) and/or operators
- The resource category(ies) on which the reserve estimate is based
- Plans and cross-sections for each seam or seam grouping, at appropriate scales, showing: tenure boundaries, mine plan, reserve blocks, working sections and the resource categories
- Seams to be mined
- The proposed mining method(s)
- Criteria used to limit the reserves such as strip ratio or economic cut-offs
- Mining recovery and dilution factors and their derivation
- The moisture basis of the estimate(s) and the moisture adjustment factors (if applied)
- The basis for predicting preparation plant yield(s)
- The quality specification(s) of the product coal(s)
- The basis for categorising product types
- Tabulation of reserves itemised on a pit/panel/strip/block/seam basis, showing total Coal

Reserves and, if reported, **Marketable Coal Reserves**, waste volumes, preparation plant yields and product qualities

- A comparison with previous **Coal Reserve** estimates for the deposit
- A comparison with peer reviews of the current estimate
- The status and/or impact of the modifying factors on the **Coal Reserves**
- A declaration as to whether or not the Coal Reserve estimate is JORC compliant
- The name, qualifications and experience of the **Estimator** and the relationship of the **Estimator** to the owner/operator of the project/mine
- The date of the estimate.

Future Reviews **6**

These Guidelines will be reviewed, in conjunction with future reviews of the Code, by a committee of industry and government representatives authorised by the Coalfield Geology Council of NSW, the Queensland Mining Council and representatives from other coal producing states. The aim of subsequent revisions will be to provide any clarification considered appropriate and to extend the level of commentary within the Guidelines. Submissions in writing should be directed to the Secretary of the Coalfield Geology Council of NSW, c/o New South Wales Department of Mineral Resources, P.O. Box 536, St Leonards, NSW, 1590; or the Director of Operations, Queensland Mining Council, 133 Mary Street, Brisbane, Qld, 4000.

