

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS PROFESIONAL

**EVALUACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN LA EXTRACCIÓN DE
CARBÓN DE PIEDRA EN LA MINA TUCO – BAMBAMARCA**

Para optar el Título profesional de Ingeniero de Minas

PRESENTADO POR:

Bach. Hánshelo Neldo Infante Altamirano

ASESOR:

M.Cs.Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani

CAJAMARCA - 2019

AGRADECIMIENTO

A mis Docentes de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas y Geológica de la Universidad Nacional de Cajamarca por sus enseñanzas y consejos.

Agradezco también al Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani por la asesoría y tiempo brindado.

DEDICATORIA

A mi padre Eleuterio Infante Arana, por ser tan persistente conmigo, por enseñarme que si tienes metas tienes que cumplirlas pase lo que pase.

A mi madre Angelmira Tapia de la Cruz por ser la madre que todos desearían tener, por darme cada minuto de su tiempo, por enseñarme a ser una persona de bien.

CONTENIDOS

	Pág.
AGRADECIMIENTO	i
DEDICATORIA	ii
CONTENIDOS	iii
ÍNDICE DE FOTOS	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ABREVIATURAS.....	ix
RESUMEN	x
ABSTRAC.....	xi
CAPÍTULO I:	
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO II:	
MARCO TEÓRICO	
2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.2. BASES TEÓRICAS	7
2.2.1. ORIGEN DEL CARBÓN.....	7
2.2.2. CLASIFICACIÓN DEL CARBÓN.....	9
2.2.3. PODER CALORÍFICO DEL CARBÓN ANTRACÍTICO	16
2.2.4. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA.....	18
2.2.5. CLASIFICACIÓN DE LA ROCA	25
2.2.6. SOSTENIMIENTO CON MADERA EN LABORES MINERAS	38
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	44

CAPÍTULO III
MATERIALES Y MÉTODOS

	Pág.
3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	45
3.1.1. GEOGRÁFICA	45
3.1.2. UBICACIÓN POLÍTICA	46
3.1.3. ACCESIBILIDAD	46
3.1.4. CLIMA Y VEGETACIÓN	46
3.2. PROCEDIMIENTOS.....	47
3.2.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	47
3.2.2. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.....	48
3.2.3. TÉCNICAS	49
3.2.4. INSTRUMENTOS Y EQUIPOS	49

CAPÍTULO IV
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DEL PODER CALORÍFICO	50
4.2. GEOMORFOLOGÍA DEL YACIMIENTO	51
4.3. INVESTIGACIONES PARA EL DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES	51
4.3.1. ALTURA DEL PILAR	51
4.3.2. LARGO DE PILAR.....	52
4.3.3. CÁLCULO DEL (RQD) DEL MACIZO ROCOSO.....	52
4.3.4. CÁLCULO DEL (RMR) DEL MACIZO ROCOSO	54
4.3.5. RESISTENCIA A LA ROTURA POR COMPRESIÓN(σ_c).....	55
4.3.6. TENSIÓN UNIAXIAL VERTICAL(σ_1) HUSTRULID,1976	56
4.3.7. RESISTENCIA DE LOS PILARES(σ_p).....	57
4.3.8. ÁREA ATRIBUIDA.....	58

	Pág.
4.3.9. CARGA DEL PILAR (SP)	58
4.3.10. FACTOR DE SEGURIDAD (Fs).....	59
4.3.11. TASA DE EXTRACCIÓN (e)	59

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES.....	62
5.2. RECOMENDACIONES	63
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	64
ANEXOS	66

ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 1: Plantaciones Nativas de Tuco : Maiz,Caña de azúcar, níspero, yuca.	46
Foto 2: Medida del Buzamiento con brújula tipo Brunton	51
Foto 3: Altura del pilar.....	52
Foto 4: Bocamina acceso principal y único de la mina Tuco.	67
Foto 5: Mina Tuco a orillas del rio Ilaucano	67
Foto 6: Socavón abandonado	68
Foto 7: Chancado de la muestra.....	68
Foto 8: Muestra tamizada	69
Foto 9: Balanza de precisión CPA623S	69
Foto 10: Peso de la muestra con el crisol	70
Foto 11: Muestra en la estufa	70
Foto 12: Muestra en la estufa	71
Foto 13: Muestra Calcinada.....	71
Foto 14: Comparación de muestras natural y quemada.....	72
Foto 15: Ventana 1,presenta 8 discontinuidades	72
Foto 16: Ventana 2 , Presenta 7 discontinuidades.....	73
Foto 17: Ventana 3 , presenta 7 discontinuidades	73
Foto 18: Ventana 4 presenta 7 discontinuidades	74
Foto 19: Ventana 5 presenta 7 discontinuidades	74
Foto 20: Ventana 6 presenta 3 discontinuidades	75
Foto 21: Ventana 7 presenta 6 discontinuidades	75
Foto 22: Ventana 6 presenta 3 discontinuidades	76
Foto 23: Muestra 1 de Carbón antracítico.....	76
Foto 24: Muestra 2 de Carbón antracítico.....	77
Foto 25: Muestra 3 de Carbón antracítico.....	77
Foto 26: Muestras cortadas en cubos 10 cm de lado.....	78
Foto 27: Peso de la muestra 1,654 Kg.....	78
Foto 28: Medida con el vernier las dimensiones de la Muestra	79
Foto 29: Colocación de la muestra en la máquina compresora.....	79
Foto 30: Dando inicio el rompimiento de la roca	80
Foto 31: Medida la fuerza aplicada sobre la muestra 91,64 KN	80

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Carbón en Estados Unidos: Muertes vs Producción (Danús,2010).	4
Figura 2: Block diagrama que muestra el método de Cámaras y Pilares (Danús, 2010) ..	20
Figura 3: Esfuerzos actuantes sobre un pilar.(Medina,2017)	34
Figura 4: Puntales en Minería Subterránea.(Champi, 2015)	40
Figura 5: Cuadros Rectos En Minería Subterránea.(Champi, 2015)	42
Figura 6: Cuadros Cónicos en Minería Subterránea.(Champi, 2015)	43
Figura 7: Cuadros Cojos en Minería Subterránea.(Champi, 2015).....	43
Figura 8: Coordenadas WGS-1984-UTM-ZONA-17S. (Geocatmin, 2019)	45

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Análisis del carbón	15
Tabla 2: Poder Calorífico	17
Tabla 3: Poder calorífico y costos	17
Tabla 4: Tabla de clasificación según Resistencia a la Compresión	26
Tabla 5: Resistencia de algunas rocas intactas	27
Tabla 6: Resistencia a la compresión uniaxial con picota	28
Tabla 7: Valoración del RQD	30
Tabla 8: Valoración en base al espaciado de Juntas	30
Tabla 9: Valoración en base a su apertura de las discontinuidades	31
Tabla 10: Valoración en base a su continuidad de diaclasas	31
Tabla 11: Valoración en base a su rugosidad	31
Tabla 12: Valoración en bases a su alteración de las discontinuidades	32
Tabla 13: Valoración en base a su relleno de las juntas	32
Tabla 14: Valoración en base a la presencia de agua.....	32
Tabla 15: Dirección de la excavación.....	33
Tabla 16: Corrección por la orientación de las diaclasas	33
Tabla 17: Identificación de Variables	48
Tabla 18: Número de discontinuidades en cada uno de las ventanas.....	53
Tabla 19: Índice de RQD	53
Tabla 20: Evaluación geomecánica del manto mineralizado	54
Tabla 21: Clasificación en Función del RMR.....	55
Tabla 22: Esfuerzos a la compresión de las tres muestras	55
Tabla 23: Dimensiones con recuperación al 69 % de carbón antracita. Ver anexo 5	61

ABREVIATURAS

ASTM :	American Society for Testing and Materials
LWM :	Long Wall Mining
GTM :	Glosario Técnico Minero
W :	Ancho del pilar
H :	Altura del pilar
L :	Longitud del Pilar
H :	Profundidad
B :	Ancho de la Cámara
Y :	Densidad
RMR :	Rock Mass Rating
RCU :	Resistencia a la compresión simple
RQD :	Rock Quality Designation
σ_c :	Resistencia a la rotura por compresión
σ_1 :	Tensión uniaxial vertical Hustrulid,1976
σ_p :	Resistencia de los pilares
S_p :	Tensión del pilar
e :	Tasa de extracción
F_s :	Factor de seguridad
msnm :	Metros sobre el nivel del mar
mm :	Milímetros
D :	Diámetro
Tn :	Toneladas métricas
m :	Metros
m ² :	Metros cuadrados
min :	Minutos

RESUMEN

El presente trabajo ha sido desarrollado en el ámbito de la minería no metálica de carbón ubicado en la provincia de Bambamarca en uno de los tuneles presentes en dicha zona el que presenta un manto de aproximadamente 60 m de ancho, 150 m de largo y 2 m alto con un buzamiento de 32° SW de igual manera considerando la enorme reserva probada y probable existente y la elaboración de una propuesta técnica – económica para la explotación de los mantos de carbón de la mina Tuco, como objetivo principal se optó por evaluar el método de explotación de carbón antracítico, para ello hicimos uso del laboratorio químico en el que determinaremos el poder calorífico obteniendo 6240 Kcal/kg por lo que dicho carbón se clasificaría como uno de los mejores del Perú, para calcular el tamaño óptimo de los pilares se hizo uso del laboratorio de ensayo de materiales para determinar el esfuerzo de compresión ya que al realizar el levantamiento topográfico se determinó pilares irregulares con un exceso de tamaño, llegando a la conclusión que uniformizando dicho tamaño del pilar se aumenta la producción y rentabilidad en 64489.48 \$, al calcular el RMR Y RQD se clasificó a la roca como regular excelente respectivamente con el que propondremos el uso de paquetes de madera (woodpacks) en las zonas más afectadas para la seguridad del trabajador.

Palabras Claves: Método de explotación, estabilidad, seguridad, productividad, rentabilidad.

ABSTRAC

The present work has been developed in the field of non-metallic coal mining located in the province of Bambamarca in one of the tunnels present in that area. The mine has a mantle of approximately 60 m wide, 150 m long and 2 meters high with a dip of 32 ° SW for that reason considering the enormous proven and probable existing reserve, the elaboration of a technical - economic proposal for the exploitation of the coal mantles of the Tuco mine was considered. The main objective was to evaluate the method of anthracite coal exploitation, for which the chemical laboratory was used. A calorific value of 6240 Kcal / kg was determined so that the analyzed coal would be classified as one of the best in Peru. In order to calculate the optimal size of the pillars, the materials testing laboratory was used to determine the comprehension effort due to the fact that, when the topographic survey was carried out, irregular pillars with an excess of size were determined. In conclusion, standardizing the pillar size increases production and profitability by \$ 64,489.48. When calculating the RMR and RQD the rock was classified as good regular respectively. Consequently, the use of woodpacks was proposed in the most affected areas for worker safety.

Key words: Exploitation method, stability, safety, productivity, profitability.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

La zona de estudio se caracteriza por poseer gran cantidad de carbón antracítico por lo que gran parte de los mineros artesanales centran sus actividades en dicho mineral no metálico pero la forma de extraerlo no es la correcta en diferentes aspectos.

Primer lugar para llegar a la bocamina se tiene que trasladarse en cable carril en donde también es trasladado el carbón antracítico, ahora cuando se enfoca en el método de explotación la forma más común es el método de cámaras y pilares sin ningún estudio, solo con el fin de seguir la dirección e inclinación del manto.

Por lo que se formula la pregunta ¿De qué manera influye la evaluación del método de explotación de la extracción de carbón de piedra de la mina Tuco – Bambamarca?

La presente investigación se justifica en que el carbón antracítico de la mina Tuco-Bambamarca es extraído artesanalmente por lo que ocasiona incidentes y accidentes en sus labores, así como también pérdida en la productividad y rentabilidad.

Con el desarrollo de la siguiente investigación se busca evaluar el método de explotación subterránea adecuada en la mina Tuco-Bambamarca y encontrar la solución, como lograr mayor productividad y rentabilidad, pero principalmente seguridad laboral para sus trabajadores.

La presente investigación tiene como objetivo principal evaluar el método de explotación y encontrar de qué manera aumentar la rentabilidad, productividad y seguridad de la mina de carbón de piedra Tuco – Bambamarca.

Y como objetivos específicos, hacer el estudio geomecánico de los pilares para evaluar si es rentable la forma en la que se está extrayendo el carbón, estudiar la geología estructural del yacimiento de carbón antracítico, caracterizar el poder calorífico del carbón a extraer.

En el capítulo II haremos la descripción de los antecedentes teóricos y de las bases teóricas que sirven para la realización de la presente investigación.

En el capítulo III se pone en uso cada uno de los métodos y técnicas con los que determinaremos el procedimiento óptimo para la explotación del mineral no metálico carbón antracítico.

Ya en el capítulo IV se analizará los resultados obtenidos en el campo, así como en gabinete y se tiene que comparar con nuestras bases teóricas por último en el capítulo V se mencionará las conclusiones que hemos llegado.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

Villanueva (2009). Menciona que la elección del método de explotación, depende de la geología, de la profundidad de las capas, de la topografía, de la tecnología disponible, etcétera. Aproximadamente las dos terceras partes de las reservas mundiales requerirían métodos de explotación subterráneos, aunque esta proporción es mucho menor en algunos países como Australia o Estados Unidos. Existen otras técnicas de aprovechamiento del carbón que se están desarrollando en la actualidad, como la gasificación in situ (mediante inyecciones de gas a la capa de carbón para producir su combustión y recuperar la mezcla de gases generados) o el denominado CBM (iniciales de “Coal Bed Methane”) que es el aprovechamiento del gas contenido en sus capas.

Danús (2010). Nos menciona que antiguamente, la extracción de carbón se realizaba por medio de la fuerza humana, golpes de picota, en carretillas y por personas con escasa preparación y sin medios de seguridad. Hoy ya con los avances tecnológicos los métodos principales de explotación son: Longwall, Room and Pillar y a tajo abierto. Esto permite aprovechar mejor el mineral, de forma más segura y a menor costo y tiempo.

Reveron (2013). En su Trabajo Especial de Grado titulado Dimensionamiento de cámaras y pilares en minería subterránea basado en la caracterización geomecánica del macizo rocoso de la mina Colombia menciona: “Para evaluar la estabilidad de la dimensiones de las cámaras y pilares propuestos, se aplica un factor de seguridad, que ira en función del esfuerzo axial aplicado y la resistencia de cada uno de ellos, donde, aquellas dimensiones de cámaras y pilares cuyo factor de seguridad este por encima del 1.5, que son considerados estables, y posteriormente se analizaran, seleccionándose aquel que se considere óptimo”.

Danús (2010). China es el país con el mayor número de muertes en accidentes vinculados a este mineral, representando alrededor del 80% del total mundial, aun cuando solo produce el 35% de la hulla en el planeta. En esta nación las catástrofes en las minas de carbón son diarias y numerosas víctimas, llegando a una media de hasta jornada seis trabajadores muertos por jornada.

En 2008, la Administración de Seguridad de Trabajo reportó 3.215 muertes relacionadas con estas faenas en dicho país, mientras que en Estados Unidos murieron 30 mineros en ese mismo año.

Desde hace décadas, la seguridad y salud de los mineros han sido la principal preocupación para la industria del carbón, debido a que no solo es necesaria para el obrero sino también conveniente para el inversionista, favorecido por la comprobada y estrecha relación existen entre esta y la productividad y el rendimiento de la mina.

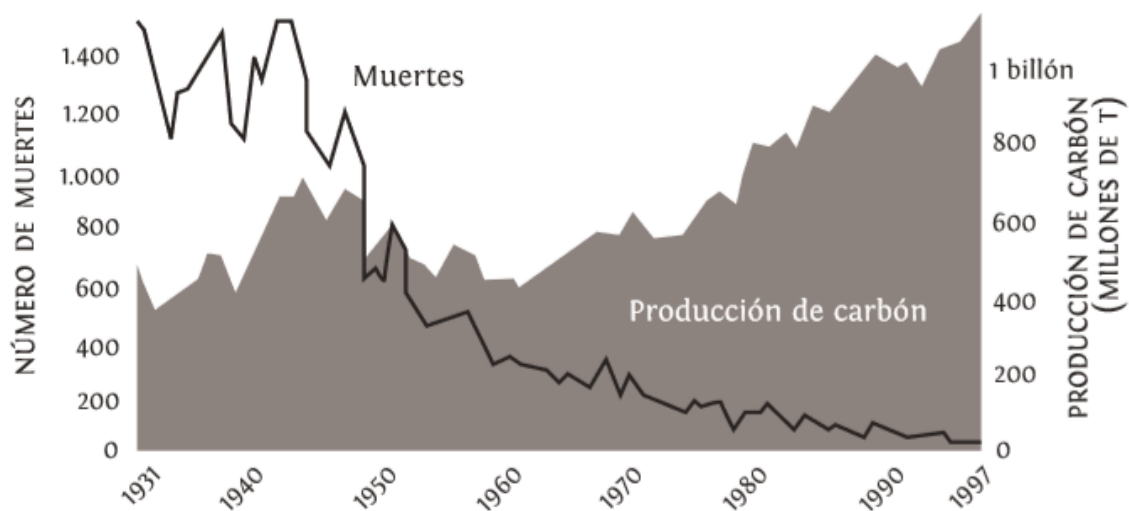


Figura 1: Carbón en Estados Unidos: Muertes vs Producción (Danús,2010).

De ahí también, que los avances tecnológicos relativos a la explotación se hayan enfocado fundamentalmente en la mejora sustancial de la productividad y seguridad, lo cual ha llevado a entrenar continuamente al personal en labores de resguardo para evitar las causantes más comunes de accidentes al interior de la mina, como ciertos gases en el aire y los errores o falta de fortificación.

Cardona (2017). Nos menciona que en minas de carbón es sabido que el método de barroteo manual es el menos contaminante; también es el menos productivo.

El martillo percutor, por su parte, reportó una mayor producción, pero solo 1,08 veces más que la realizada con dinamita y no en la proporción de 3,6 veces más, como es el caso de su impacto de ciclo de vida con respecto al barroteo con dinamita.

El barroteo con dinamita se muestra como el más viable en términos de productividad contra impacto. En conclusión. Se pueden reducir hasta en un 79 % los ICV generados en la extracción artesanal del carbón.

Estanislao (2012). “Métodos de explotación en la mediana minería del Perú”

Nuestra mentalidad al investigar los métodos de explotación que emplea la mediana minería en el Perú es tener una visión de conjunto de la tecnología de explotación de minas subterráneas en la mediana minería del Perú, quienes con sus posibilidades económicas e inquietudes de sus profesionales se ingenian en implementar el método de explotación que están aplicando en su unidad de producción; porque la gran minería trae expertos extranjeros para implementar un determinado método de explotación para su yacimiento donde invierten gran capital.

En el Perú hay alrededor de 60 empresas de la mediana minería de los que en nuestro estudio estamos abarcando 10 empresas mineras de las que se trata las fases de sus operaciones, que algunos no toman en cuenta el orden que debe tener un método de explotación, simplemente describe el yacimiento, las labores mineras, la producción, dando mayor importancia a la organización de la empresa, problemas con su personal y otros. En este trabajo queremos ordenar y tomar temas concernientes a la tecnología de explotación de las minas subterráneas de la mediana minería del Perú.

Maurtua (2012). Menciona acerca de las ciencias de la tierra (Geomecánica)

“Dependiendo de sus características y condiciones, la masa rocosa puede variar de una mina a otra, como también de área en área dentro de una misma mina.

Con el paso del tiempo crecen las labores mineras y el minado se realiza a mayores profundidades, desarrollándose así diferentes problemas de inestabilidad en la roca.

A fin de organizar y mantener una adecuada estrategia de control de la estabilidad de la roca en las labores mineras, el personal de una mina debe estar familiarizado con las características y condiciones de la masa rocosa propias de su mina. En tal sentido, este manual va a ayudar al personal a hacer del ambiente subterráneo un lugar de trabajo más seguro. Cuando el personal de la mina sea capaz de conocer la roca, va a estar con mejor capacidad de identificar los peligros potenciales que podrían causar accidentes.

Conocer la roca también permitirá tomar decisiones correctas sobre diferentes aspectos relacionados con las labores mineras, entre otras, se podrá establecer la dirección en la cual se deben avanzar las excavaciones, el tamaño de las mismas, el tiempo de exposición abierta de la excavación, el tipo de sostenimiento a utilizar y el momento en que éste debe ser instalado”.

Champi (2015). Sostenimiento en labores subterráneas. El sostenimiento de las labores subterráneas es una tarea de grandes proporciones y de gran complejidad, donde el fin principal es garantizar la seguridad y la eficiencia de los métodos de explotación empleados por los que realizan las labores de extracción del mineral. Una de las condiciones necesarias para que el sostenimiento se realice eficientemente luego de realizada una excavación, es la correcta indagación y evaluación de la estructura del macizo, este es el punto de inicio confiable para seguir en la tarea de seguridad y productividad.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. ORIGEN DEL CARBÓN

En la actualidad se considera al carbón que es de origen vegetal, que los procesos geológicos que en épocas pasadas originaron los depósitos que actualmente se explotan, están operando todavía para formar depósitos nuevos y, que las varias clases de carbón ahora explotados, son el resultado de diferentes grados de alteración del material original. (Maurtua, 2012)

La formación de carbón representa el grado final de los esfuerzos acumulados de organismos, de la erosión, de la deposición de sedimentos y de movimientos de la corteza terrestre.

El carbón desde el punto de vista de su composición elemental, está constituido por carbono, hidrogeno, oxigeno, contiene también en menor proporción nitrógeno y azufre, las proporciones de estos elementos variarán en función de su composición maceral y del grado de evolución alcanzado por el carbón.

La fracción orgánica del carbón lleva asociada en proporciones variables normalmente una fracción inorgánica (materia mineral). Esta materia puede ser singenética (primaria) o bien epigenética (secundaria). (Maurtua, 2012)

La acumulación de restos orgánicos y posterior preservación, requiere no solo de una productividad orgánica alta, sino, además, de la existencia de condiciones específicas en el propio ambiente sedimentario referentes al potencial redox, nivel de agua, salinidad y clima del medio. Así, los medios pantanosos, ciénagas, marismas, deltas y en general todos aquellos ambientes de zonas restringidas con subsidencia escasa pero continuada, son los que suelen reunir las mejores condiciones para la preservación del material orgánico y posterior formación del carbón.

En general los carbones se originaron en facies deltaicas bajo la influencia de agua dulce y salobre, como parte de un gran delta cuyos materiales procedían del Geoanticlinal del Marañón y en menor grado de los escudos de Brasil y Guyana.

Todos los carbones peruanos son de origen húmico y autóctono (in situ) o alóctono (transportados). Están conformados principalmente por el grupo maceral (componentes orgánicos que constituyen el carbón) vitrinita, seguido de liptinita e inertinita, procedentes de restos vegetales terrestres. (Maurtua, 2012)

El grupo liptinita incluye los macerales que proceden de aquellas partes de las plantas químicamente más resistentes.

Los macerales de este grupo se clasifican según la procedencia de partes específicas de las plantas o de sus productos en: alginita, esporinita, cutinita, suberinita, resinita, fluorinita, exudatinita, bituminita y liptodetrinita.

El grupo inertinita representa a un conjunto de macerales derivados de restos vegetales, que han sido alterados y degradados en condiciones oxidantes antes de su depósito o en etapas tempranas del estadio de formación de la turba, por procesos tales como incendios, oxidación y ataques bacterianos.

El material vegetal original lo constituyen los mismos componentes de los cuales derivan los grupos Vitrinita y Liptinita.(Maurtua, 2012)

En los carbones peruanos se han reconocido los grupos Vitrinita (telinita, desmocolinita, telocolonita, gelocolonita, corpocolonita), Liptinita e Inertinita (fusinita, semifusinita, micrinita, macrinita, esclerotinita, inertodetrinita)

Los carbones paleozoicos y mesozoicos han logrado un alto grado de evolución que va desde bituminosos hasta meta-antracitas, mientras que en los carbones cenozoicos el rango va de lignitos a sub-bituminosos.

El carbón húmico 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. (Maurtua, 2012)

El carbón sapropélico presenta un aspecto masivo, sin embargo, en él se diferencian los carbones de algas (boghead coals) y los carbones constituidos por esporas (cannel coals).

La carbonificación implica los procesos por los cuales los restos vegetales de la turba son transformados progresivamente en lignitos, hullas y antracitas.

En ellos tienen lugar una modificación de todas las propiedades físicas y químicas de los restos vegetales por acción de los factores temperatura, tiempo y presión, que causan un enriquecimiento en carbono. La carbonificación puede ser bioquímica y geoquímica. La bioquímica se produce durante la diagénesis temprana que tiene lugar en la zona superficial de la turba produciéndose una alteración biológica, física y química.

En la carbonificación geoquímica interviene la temperatura y la presión a lo largo de importantes periodos de tiempo, de igual forma se produce cambios físico-químico durante el paso sucesivo de los carbones entre el estadio de lignito a hulla y al de antracita. Este proceso engloba las etapas de diagénesis, catagénesis y metagénesis. (Maurtua, 2012)

2.2.2. CLASIFICACIÓN DEL CARBÓN

2.2.2.1. ANÁLISIS INMEDIATO

Comprende la medida del contenido en humedad, volátiles, cenizas y carbono fijo; es la forma más simple y generalizada de caracterizar un carbón debido a que se puede realizar con un equipo básico de laboratorio, aunque hoy en día existen equipos totalmente automáticos más complejos. (Cortes, 2010)

Humedad

Se determina generalmente por porcentaje de pérdida de peso al calentar una muestra en estufa a 105 °C. Por encima de esta temperatura aparecerían las pérdidas de agua quimisorbida, poco importantes para la mayoría de los carbones, pero apreciables para los lignitos y, de forma general, tanto mayores cuanto menor sea el rango del combustible. A medida que se aumentara la temperatura de calentamiento, se desprendería el agua ligada con motivo del inicio de las reacciones de pirólisis. (Cortes, 2010)

La humedad de un combustible es muy variable, en función de las condiciones de extracción y de su preparación mecánica, el tiempo en que ha estado expuesto a la acción atmosférica y las condiciones atmosféricas propias en el momento del muestreo.

Si se permite que un carbón alcance el equilibrio, a una temperatura determinada con una atmósfera de humedad concreta, se obtiene una humedad de equilibrio o humedad estándar, característica del combustible, que varía en función del rango, según se detalla a continuación:

TURBAS 20-30%

LIGNITOS 15-25%

HULLAS 5%

ANTRACITAS 3%

Esta humedad, según normas A.S.T.M., se mide a 30 °C en presencia de aire y un 97% de humedad relativa. (Cortes, 2010)

Los contenidos en humedad de un carbón tienen efectos en distintos ámbitos:

- a) Los carbones de bajo rango, con mayores contenidos en humedad, tienen costes relativos de transporte más altos.
- b) La humedad actúa como un inerte, bajando las temperaturas de llama, evacuando entalpía de cambio de estado con los humos e incrementando el consumo de auxiliares (ventiladores).
- c) Un bajo contenido en humedad favorece la molienda e inhibe las posibles aglomeraciones. (Cortes, 2010)

Contenido en volátiles

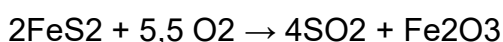
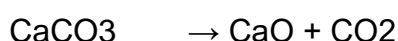
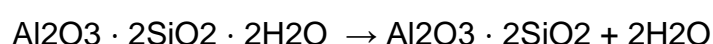
Durante la fase inicial del proceso de combustión se desprenden del carbón volátiles, consistentes en distintas cantidades de hidrógeno, óxidos de carbono, metano y otros hidrocarburos de bajo peso molecular. El contenido en volátiles de un carbón constituye una importante propiedad de éste, proporcionando una indicación de su reactividad y facilidad de ignición. La medida de la cantidad de volátiles emitida es, en la práctica, una función de las características de la muestra de carbón y del proceso de combustión seleccionados.

En este sentido, el ensayo propuesto por ISO para su determinación fija la temperatura (900 °C), la duración (7 min.) y el recipiente sobre el cual se debe depositar la muestra fuera del contacto del aire; se define como contenido en volátiles del carbón la pérdida de peso de la muestra en estas condiciones. Este parámetro caracteriza la estabilidad de la llama tras la ignición, así como la facilidad para la producción de ésta. En este sentido, los carbones de alto rango tienen pocos volátiles y arden muy lentamente, siendo crítica la estabilidad de llama. Un contenido excesivamente alto en volátiles (superior al 30%) puede provocar problemas de seguridad en la molienda, debido a la aparición de igniciones espontáneas. (Cortes, 2010)

Cenizas

Es el residuo sólido tras una combustión completa de toda la materia orgánica y de la oxidación de la materia mineral presente en el carbón. No es nunca igual al contenido en sustancias minerales del combustible antes de la combustión pues éstas modifican sus formas de combinación.

De entre las múltiples reacciones químicas que intervienen las principales son la deshidratación del caolín y del yeso, la disociación de los carbonatos y la oxidación de las piritas. Por otro lado, ciertos constituyentes como los cloruros se volatilizan total o parcialmente. Las transformaciones químicas más importantes se representan, al menos teóricamente, por las ecuaciones:



Estas reacciones originan una pérdida de peso de los productos con respecto a los reactivos, de manera que, salvo en casos muy raros, el contenido en cenizas obtenido por calcinación en presencia de aire es siempre una medida por defecto del contenido en sustancias minerales del carbón. Ello obliga a "normalizar" la temperatura y duración del ensayo. Por consiguiente, las cenizas definen la calidad del carbón en la combustión al determinar el contenido en materia incombustible presente. (Cortes, 2010)

A mayor contenido en cenizas, menor poder calorífico presentará el carbón bruto y mayores serán los sobrecostos de manipulación y tratamiento, así como los posibles problemas de erosión en los equipos de transporte y combustión.

Por otra parte, la descarga de las escorias a alta temperatura y estado pastoso en las calderas de escorias fundentes implica la extracción de cantidades sustanciales de calor sensible. No obstante, el extra coste de utilizar carbón lavado no siempre se justifica, aunque, de esta forma, las cantidades de cenizas depositadas en bancos de tubos son menores, así como son también inferiores las necesidades de soplado. Adicionalmente, un mayor contenido de cenizas requiere una eficacia superior para el equipo de depuración de partículas. En este sentido, cabe destacar la importancia que los constituyentes de las cenizas tienen sobre el rendimiento de la caldera y su conexión con los procesos de ensuciamiento, escoriación y corrosión de las superficies calientes. (Cortes, 2010)

Contenido en Carbono Fijo

Este parámetro es calculado, obteniéndose por diferencia a 100 de la suma de los contenidos, en tanto por ciento, de humedad, volátiles y cenizas del carbón secado al aire.

Asimismo, el contenido en carbono fijo se emplea para estimar la cantidad de coque o "char" (productos de combustión intermedios) que se puede producir, así como el contenido de inquemados en las cenizas volantes. (Cortes, 2010)

2.2.2.2. ANÁLISIS ELEMENTAL

La composición elemental de la fracción orgánica del carbón se determina en base a métodos de oxidación, descomposición y/o reducción, siendo realizados estos análisis en la actualidad mediante equipos automáticos basados fundamentalmente en la técnica del infrarrojo. (Cortes, 2010)

Los elementos analizados son carbono, hidrógeno, nitrógeno, azufre y oxígeno (obtenido por diferencia). Adicionalmente, se consideran los datos de humedad y contenido en cenizas del análisis inmediato, con objeto de expresar los resultados del análisis elemental en tanto por ciento en peso y base seca exenta de cenizas.

Este análisis es necesario para los balances de materia y energía de la combustión, así como para realizar una aproximación del poder calorífico del carbón.

Los contenidos en carbono e hidrógeno permiten estimar el CO₂ y H₂O que se producirá en la combustión; normalmente estos dos elementos se encuentran en el carbón constituyendo hidrocarburos complejos, si bien una parte del carbono se encuentra como carbonatos inorgánicos. (Cortes, 2010)

El nitrógeno de los carbones está confinado principalmente entre los compuestos orgánicos. En los últimos años ha adquirido gran importancia debido a su papel en la formación de óxidos de nitrógeno, no obstante, debe destacarse que no existe una correlación simple entre el nitrógeno constituyente del carbón y los óxidos de nitrógeno emitidos en los gases de combustión. (Cortes, 2010)

El contenido en azufre del carbón está relacionado con distintos problemas medioambientales y de operación en las calderas:

- El azufre se oxida a SO₂, así un carbón con un 0,9% de azufre (22% de cenizas) provoca una concentración de SO₂ en humos (6% O₂) de aproximadamente 1875 mg/Nm³. Este valor se compara con los 400 mg/Nm³ fijados como límite en la Unión Europea para nuevas centrales de más de 500 MW.

- Una parte del SO₂, normalmente menos del 2%, se convierte a SO₃; gran parte de éste se transforma en sulfatos tras reabsorberse con los metales alcalinos de las cenizas. Estos sulfatos incrementan la tendencia al ensuciamiento y la corrosión de las superficies de transferencia de calor. (Cortes, 2010)

- Si se alcanzan temperaturas inferiores al punto de rocío ácido, el SO₃ se combina con el vapor de agua de los gases de combustión, generando ácido sulfúrico que provoca problemas graves de corrosión en las zonas frías de la caldera, principalmente en los conductos de gases de combustión y sistemas de tratamiento de éstos. (Cortes, 2010)

Análisis De Cenizas Y Minerales

Las cenizas del carbón están constituidas por los residuos resultantes de la descomposición de silicatos, carbonatos, sulfuros y otros minerales debido a la temperatura. Su composición química suele expresarse en óxidos, empleándose como guía para identificar los tipos de minerales presentes originalmente en el carbón, fundamentalmente, silicoaluminatos: (Cortes, 2010)

SiO ₂	: 30 al 55%
MgO	: 1 al 4%
Al ₂ O ₃	: 15 al 35%
K ₂ O + Na ₂ O	: 1 al 4%
Fe ₂ O ₃	: 2 al 20%
SO ₃	: 1 al 3%
CaO	: 2 al 15%
TiO ₂	: 0,5 al 2%

En menor porcentaje aparecen fósforo, manganeso, bario y trazas de numerosos metales como plomo, zinc, cobalto, germanio y zirconio. (Cortes, 2010)

Formas De Azufre, Cloro Y Elementos Traza

El azufre se encuentra en los carbones, principalmente, en tres formas de combinación:

Azufre sulfato: Combinado como sulfato inorgánico. Azufre pirítico: Es el que se encuentra como piritas (S₂Fe). Azufre orgánico: Es el que aparece en compuestos orgánicos. (Cortes, 2010)

El azufre sulfato se obtiene mediante extracción con ácido clorhídrico diluido y determinación gravimétrica del azufre en el extracto, ya que los sulfatos son solubles en este ácido a diferencia del azufre de piritas y orgánico.

Las piritas (FeS₂) son extraídas cuantitativamente con ácido nítrico diluido, determinándose posteriormente por volumetría o absorción atómica el hierro en el extracto. El azufre pirítico se obtiene por diferencia entre el hierro soluble en nítrico y el soluble en clorhídrico.

Finalmente, el azufre orgánico se determina por diferencia a 100 de la suma de los porcentajes de azufre sulfato y pirítico. (Cortes, 2010)

En la mayoría de las aplicaciones del carbón basta con el análisis del azufre total, en ocasiones, sin embargo, se realizan estas determinaciones para considerar los sistemas de tratamiento específicos del carbón, debido a que éstos pueden eliminar

casi en su totalidad el azufre pirítico, pero tienen un bajo rendimiento sobre el azufre orgánico. Por otra parte, la pirita es una de las sustancias que incrementan el riesgo de combustión espontánea del carbón ya que potencia su oxidación y subsiguiente calentamiento. Otro efecto perjudicial de la pirita es su característica de sustancia dura y pesada que interviene en los procesos de abrasión, principalmente de los molinos. (Cortes, 2010)

La determinación de cloro no suele realizarse como parte del análisis elemental, sin embargo, pueden existir cloruros ligados a la fracción orgánica del carbón. Así mismo el cloro puede entrar en la composición del carbón en forma de cloruros minerales asociados a los estratos de agua salinas. (Cortes, 2010)

En los procesos de combustión el cloro se puede combinar con otros elementos minerales y contribuir a su deposición ocasionando problemas de corrosión. Asimismo, el cloro puede afectar al control del pH en los procesos de desulfuración de los gases de combustión. (Cortes, 2010)

El análisis de los elementos traza se realiza debido a condicionantes medioambientales, en base al creciente interés en el control de la materia particulada emitida con los gases de combustión, así como para la caracterización de las cenizas, recogidas en distintos puntos de la central, con vistas a su aprovechamiento o evacuación a vertederos. (Cortes, 2010)

2.2.2.3. Métodos para caracterizar un carbón

Tabla 1: Análisis del carbón

Determinación	Fundamentos	Equipos	Norma
Pérdidas para secado al aire	Determinación de la pérdida de peso de muestra calentada a 110 °C durante una hora	_ Estufa de secado _ Balanza analítica de 0,1 g de sensibilidad	ASTM D3173 [73]

Fuente: Peña, 2011

Determinación	Fundamentos	Equipos	Norma
Poder Calorífico Bruto	Se quema una muestra de carbón, de 1 gramo en una bomba calorimétrica en condiciones normalizadas; se determina el aumento de temperatura producido en el calorímetro y se calcula el poder calorífico bruto a volumen constante conociendo la capacidad calorífica efectiva del sistema y efectuando las correcciones termoquímicas necesarias.	_Cuarto libre de corrientes de aire _Bomba de oxígeno _Termómetro digital _Impresora _Programador del calorímetro	ASTM D5865 [71]
Determinación de Carbono, Hidrogeno y Nitrógeno	Determinación automática, quemando una cantidad pesada de muestra en medio de una corriente de oxígeno pero a 950 °C. El carbono y el hidrógeno se determinan con un detector infrarrojo, mientras que el nitrógeno por conductividad térmica.	Analizador Automático LECOTGA-600.	ASTM D5373 [68]
Elementos Mayores en Cenizas	Digestión abierta, por tres técnicas: _Espectrofotometría de absorción atómica para determinación de los óxidos de silicio, aluminio, hierro, calcio, magnesio, sodio y potasio. _Colorimetría para la determinación de titanio y fósforo _Método instrumental de detección infrarroja para la determinación de azufre.	_Espectrofotómetro Perkin Elmer modelo 306 y Perkin Elmer modelo 5000 _Espectrofotómetro visible-UV _Analizador automático Leco SC-32	Ingeominas LC-024 [24]

Fuente: Peña, 2011

2.2.3. PODER CALORÍFICO DEL CARBÓN ANTRACÍTICO

Es uno de los principales parámetros característicos de todo carbón. Se define como la cantidad de calor que se libera cuando se quema la unidad de masa de un carbón en condiciones normalizadas. (Cortes, 2010)

Este ensayo se realiza en laboratorio mediante una bomba calorimétrica, a través de la determinación de las diferencias de temperatura antes y después de que se produzca la combustión de la muestra.

De esta forma se calcula el poder calorífico bruto a volumen constante (Poder Calorífico Superior), esto es, la energía total del carbón incluyendo el calor latente de condensación del vapor formado en el proceso. En la práctica el vapor de agua y otros compuestos (ácidos como HNO₃ y H₂SO₄) escapan directamente a la atmósfera sin condensar; la corrección del Poder Calorífico Superior debido a estas pérdidas se realiza en base a distintos factores como la humedad y los contenidos en oxígeno, hidrógeno, nitrógeno y azufre, obteniéndose el denominado Poder Calorífico Inferior (Neto). (Cortes, 2010)

Tabla 2: Poder Calorífico

PODER CALORÍFICO DEL CARBÓN Y OTROS COMBUSTIBLES SOLIDOS						
Combustible	Densidad media Kg/m ³	PCI KJ/Kg	PCS KJ/Kg	Combustible	PCI KJ/Kg	PCS KJ/Kg
Turba	360	21300	22500	Aglomerados de carbón	31300	35600
Lignito	1050	28400	29600	Carbón de madera	31400	33700
Hulla	1350	30600	31400	Coque	29300	33700
Antracita	875	34300	34700	Coque de petróleo	34100	36500

Fuente: Termodinámica y Termotecnia, 2014

Tabla 3: Poder calorífico y costos

Poder Calorífico de diferentes combustibles fósiles y su costo						
Combustible	Densidad kg/m ³	Precio US/Ton	PCI Kcal/Kg	PCS Kcal/Kg	Precio US/MMBTU PCS	Precio US/MMKcal PCS
Carbón		120	6250	6500	4.66	18.46

Fuente: Termodinámica y Termotecnia, 2014

2.2.4. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA

2.2.4.1. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Como primer paso para la evaluación de las técnicas y método de explotación, se debe determinar la incidencia que estos tendrán en la producción potencial del sistema elegido. Los criterios y/o factores han sido tratados como variables independientes y su efecto en la producción potencial son calculados o estimados. Los estimados de los trabajos o de producción se realizan en conjunto todos los responsables de la mina, el Residente, Jefe de mina, Geólogo, Almacenero, Capataces, Mecánico, Control de calidad. Estas reuniones de trabajo se realizan el último día de cada semana, para los estimados de cada semana, asimismo los últimos días de cada mes para los estimados mensuales. (Maurtua, 2012)

Básicamente se han identificado los siguientes factores principales, excluyendo el elemento humano:

- 1.- Potencia del manto
- 2.- Calidad del piso
- 3.- Calidad del techo
- 4.- Grado de liberación del gas metano (grisú)
- 5.- Dureza del carbón y cantidad de impurezas (caballos, pizarras, lutitas)
- 6.- Profundidad y Buzamiento del manto
- 7.- Cantidad de agua subterránea.

De alguna manera estas variables están relacionadas entre sí. Por ejemplo, la calidad del techo es parcialmente una función de la profundidad del manto y las características de la roca encajonante. (Maurtua, 2012)

La calidad del piso puede ser afectada por la presencia de agua; Sin embargo, cada una puede ser también un caso independiente.

Por ejemplo, el techo puede ser simplemente muy débil, y el agua puede causar problemas en el piso, aunque éste sea firme.

Estos factores independientes pueden afectar también a un conjunto secundario de factores, los cuales a su vez pueden incidir en las técnicas y el método de explotación seleccionado. He aquí algunos de estos factores semi-independientes:

- 1.-Tamaño de los pilares
- 2.- Ancho y largo de las labores o tajeos
- 3.- Porcentaje de recuperación
- 4.-Técnicas de sostenimiento.

Por ejemplo, la eficiencia en el acarreo y el transporte interno en una labor es afectada de una manera significativa por las dimensiones del corte. A más toneladas por corte, mayor eficiencia y el tonelaje es determinado por la altura, el ancho y el largo del corte; Mientras la altura del corte se determina por la potencia del manto, el ancho y el largo del mismo son generalmente determinados por la calidad del techo y del grado de confinamiento del manto, por lo tanto, son variables semi-independientes. (Maurtua, 2012)

2.2.4.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA CÁMARAS Y PILARES

Buendía (2009). El método de explotación Room and Pillar o Caserones y Pilares, o también cámaras y pilares, consiste como su nombre lo indica, en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total, en este último caso, la recuperación va acompañada del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final de la vida del yacimiento, lógicamente el hundimiento del techo en este caso es totalmente controlado.

Danús (2010). El sistema mediante cámaras y pilares es el más aplicado en el mundo y representa más de la mitad de todas las producciones mineras. El método implica labores en cuerpos mineralizados cercanos dejando pilares de carbón para soportar la techumbre y mantener la estabilidad.

La técnica, en general, se limita a profundidades no mayores de 300m, debido a que cuanto más profundo, más grandes tienen que ser los pilares de carbón, lo cual disminuye la cantidad de recursos posibles de recuperar, los que al menos debieran ser del orden del 50%.

La producción del método «convencional» del room and pillar se desarrolla en las siguientes etapas:

1. Undercut: En la formación de pilares, la máquina Excavadora Continua corta el carbón, depositándolo en las cintas transportadoras o panzer.
2. Perforación y tronadura en las cámaras, que quedaron entre los pilares, para introducir los explosivos(Anfo).
3. Carga de carbón tronado a los carros y equipos de cargado autocargadores¹, denominados LDH², para entregarlo a la cinta.
4. Apernado del techo en el área escavada para evitar derrumbes.

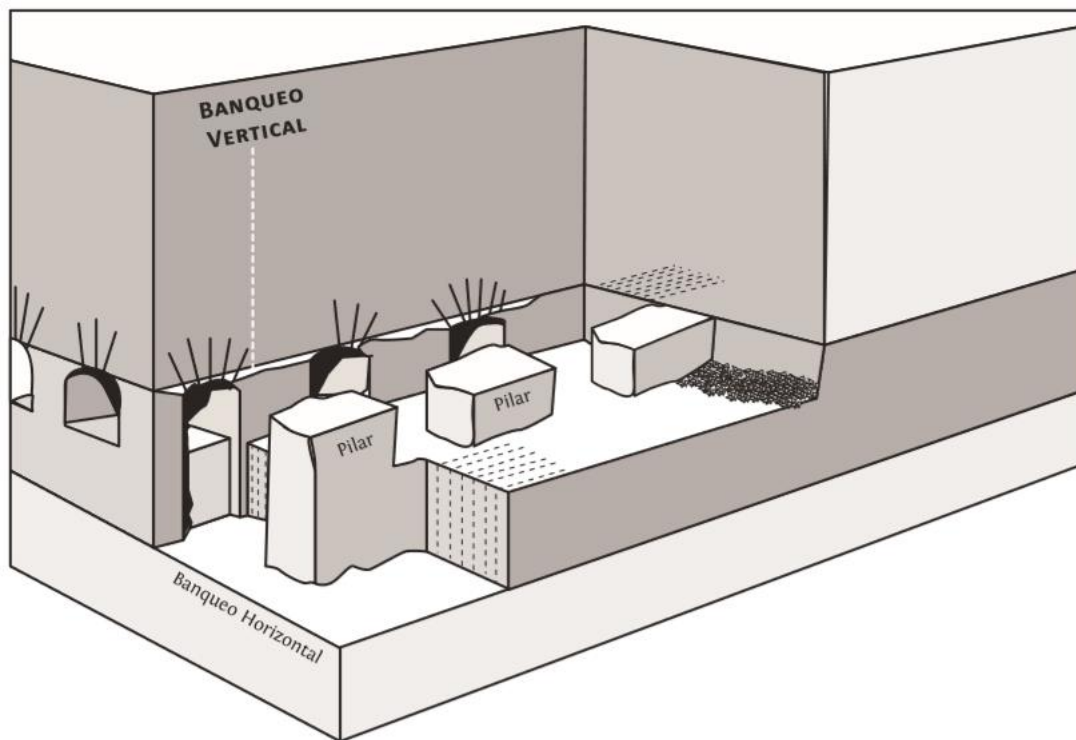


Figura 2: Block diagrama que muestra el método de Cámaras y Pilares (Danús, 2010)

Como ocurren varias etapas mineras simultáneas en distintas salas –rooms–, es necesario mantener una ventilación adecuada, la cual se hace a través de la regulación del flujo de aire por medio de puertas de madera o metálicas. Posteriormente a la explotación y cuando ya se abandona el sector, se pueden recuperar los pilares de carbón, provocando el derrumbe del techo. (Danús, 2010)

¹ Las máquinas que realizan dos funciones: recoger y cargar el carbón, se denominan autocargadoras.

² LDH, del inglés: Load Haul Dump (cargar, transportar, descargar).

Este procedimiento se puede realizar de dos formas: con un hundimiento controlado del techo y a través de la recuperación en forma alternada o parcial del carbón. Sea cual sea el método elegido, nos enfrentamos a una operación compleja y peligrosa que necesita de un proyecto adicional. Como los mantos generalmente no son homogéneos, ya que contienen intercalación de estéril que puede alcanzar entre un 10 y 20% del total del manto, este debe ser separado de la mencionada materia inútil, para no perjudicar su capacidad calórica. A este procedimiento se le denomina explotación selectiva del carbón. (Danús, 2010)

Para conseguir «limpiar» el carbón se utilizan las llamadas plantas de lavado. aquí el carbón debe de ingresar previamente reducido, gracias a la acción de chancadoras o molinos, y seleccionado por tamaño, por medio de harneros mecánicos.

En las plantas, el carbón es lavado con agua y separado de su estéril gracias a la diferencia de densidad entre ellos, lo cual permite que el mineral flote y el estéril sedimente. (Danús, 2010)

Estas plantas se ubican cerca de la salida de la mina para disminuir el costo del flete del carbón que sale de la faena ROM³

Como el lavado tiene una cierta recuperación del carbón menor a 100%, el mineral lavado o limpio posee menor tonelaje que el ROM lo que significa menor costo de flete. Existe diseño de plantas más sofisticadas que permiten una mejor recuperación y limpieza del carbón. Un proceso generalmente usado en la limpieza de este, es el de líquidos densos, consistente en aumentar la densidad del agua, a través de una suspensión por magnetita fina (mineral de hierro), lo que facilita la separación total de la hulla y la roca.

El lavado produce un aumento en la humedad del carbón, lo que debe de disminuirse utilizando para ello decantadores, filtros y hornos. La humedad que debe alcanzar el mineral para ser embarcado debe ser cercana al 8%. (Danús, 2010)

³ ROM: Run of Mine, es decir, el mineral sacado tal cual de la mina luego de ser tronado.

En el negocio del carbón los costos para transportarlo desde las minas a los puertos de embarque y desde ahí a su consumidor final (planta termoeléctrica o industrial) son muy altos, incluso mayores que los valores de producción minera y proceso de limpieza posterior, razón por la cual, la elección del tipo de transporte mina-puerto, debe ser debidamente estudiado.

Generalmente, se usan cintas transportadoras, ferrocarriles o cañerías, en donde el carbón viaja en forma de pulpa de agua. (Danús, 2010)

2.2.4.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING

La preparación del panel de carbón consiste en abrir entradas a la mina con la máquina excavadora, que desarrolla socavones y túneles, llamados también calles. Para preparar la faena dura un promedio entre 9 a 12 meses. dependiendo del tamaño del manto, su extracción del mineral cortado se realiza por fajas transportadoras. (Danús, 2010)

a) Descripción

En el método de minado de Long Wall Mining, el avance de la explotación será en dirección del rumbo de la veta, usando sostenimiento con puntales Jackpot sistemático, para facilitar la limpieza con winche eléctrico y rastrillo de 0,6 pie³.

En el método de minado de Long Wall Mining, la dilución del mineral varía entre los 20 a 33 %, debido a la potencia de veta de 0,20 m a 1,20 m y por la limpieza con rastrillo. (Quispe, 2014)

b) Selección y aplicación del método de explotación

Para la selección de este método se toman en consideración las siguientes condiciones:

- En cuerpos con buzamientos menores a 40°.
- Roca encajonada semidura y mineral competente.
- En yacimientos que varían de 0,20 m a 1,80 m de potencia.
- Minerales que no requieran de clasificación en la explotación.
- El área a explotar no debe tener presencia de fallas geológicas.

La aplicación es universal en yacimientos tabulares. (Quispe, 2014)

c) Ventajas y desventajas del método de explotación

- **Ventajas.**

- El consumo de madera es pequeño.
- No se requiere relleno de inmediato.
- Fácil de realizar la limpieza.
- El rendimiento por hombre guardia es en general alto.
- Los costos de explotación son reducidos.
- El arranque y la carga son fáciles.
- La ventilación es buena.
- Traslado de madera es fácil. (Quispe, 2014)

- **Desventajas.**

- La irregularidad del yacimiento afecta la explotación.
- La dilución de mineral es de 33%.
- Cuando existen fallas o discontinuidades en un lugar de explotación, la extracción es reducida.
- Al final de la explotación se deja pilares de 3,0 m x 20,0 m.
- El consumo de madera es mayor cuando el techo es inestable.
- Consumo de explosivo es normal para el método. (Quispe, 2014)

d) Diseño e ingeniería

- Preparación del block para el método de Long Wall Mining.
- Sellar chimeneas sobre veta cada 40 m.
- Dimensionar el block a explotar de 38,5 m x 20 m.
- Desarrollar las chimeneas laterales a partir de la galería, de sección de 5' (1,5 m) de ancho x 5' (1,5 m) de alto.
- Desarrollar sub niveles de sección de 4' (1,2 m) de ancho x 6' (1,8 m), el primero como subnivel base encima y paralelo a la galería dejando un puente de 4 m y el segundo sub nivel después de 20 m.
- Desarrollar la galería de sección de 7' (2,1 m) de ancho x 8' (2,4 m) de alto, a lo largo de la estructura mineralizada para la extracción del mineral.
- Desarrollar el By Pass de sección de 7' (2,1 m) de ancho x 8' (2,4 m) paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para comunicar a dos labores.
- Mantener entre la galería y el subnivel base un puente de 4 m. (Quispe, 2014)

e) Operación

- A partir del subnivel base se genera la cara libre (tipo chimenea) en dirección del buzamiento con sección 2,4 m (8') x 1,5 m (5') para dividir el block en dos partes y a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel.
- El avance de la explotación (cortes) será en dirección del rumbo de la veta, con taladro de 5' a 6'.
- La limpieza será con winches de 15 HP, y rastras de 0,6 pie³ de capacidad.
- Sostener con puntales de madera de 8" Ø con cabezal Jackpot (platos pretensados) para darle velocidad al minado.
- La distancia entre los puntales será de 1,2 m x 1,2 m y 1,5 m x 1,5 m.; dependiendo del tipo de roca de la caja techo (regular A y regular B); e irán alineados para permitir la limpieza con el rastrillo.
- Cuando se requiera, según evaluación del departamento de Geomecánica se instalará Wood Crib (anillos de madera) para sostener la caja techo, mientras dure la explotación de todo el block.

- Dejar pilares laterales de 3 m de ancho por 20 m de largo, paralelo a las chimeneas.
- Finalizada la explotación del block se procederá a rellenar. (Quispe, 2014)

f) Servicios

- Las válvulas principales de agua y aire deben estar ubicados en el ingreso de la galería principal de acceso al block.
- Las tuberías de servicios irán al lado opuesto de los cables eléctricos. (Quispe, 2014)

2.2.5. CLASIFICACIÓN DE LA ROCA

2.2.5.1. CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI (R.M.R.)

Esta clasificación, se basa en el índice R.M.R. "Rock Mass Rating", (Ramírez Oganguren, 1991), la cual da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores: (Medina, 2017)

- Resistencia de la roca matriz
- Condiciones del diaclasado
- Efecto del agua
- Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros, definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso, nos da el índice de calidad R.M.R., que varía entre 0 y 100. Los objetivos que se persiguen con esta clasificación son:

- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

- Proporcionar una base común para la comunicación efectiva entre todas personas que trabajan en un determinado problema de geomecánica. (Medina, 2017)

Se clasifican las rocas en 6 categorías. En cada categoría se estiman los valores de cohesión y del ángulo de rozamiento interno del macizo rocoso. A continuación, definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación:

A.- Resistencia a la compresión simple (RCU) de la roca intacta, es decir de la parte de la roca que no presenta discontinuidades estructurales.

Tabla 4:Tabla de clasificación según Resistencia a la Compresión

Descripción	Resistencia a Compresión Simple (Mpa)	Ensayo de Carga Puntual (Mpa)	Valoración
Extremadamente	>250	>10	15
Muy dura	100-250	410	12
Dura	50-100	24	7
Moderadamente dura	25-50	12	4
Blanda muy blanda	5-25	< 1	2
	1-5		1
	<1		0

Fuente:(Bieniawski, 1989)

Resistencia de algunos tipos de roca intacta

Tabla 5: Resistencia de algunas rocas intactas

Tipo de Roca	Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)		
	Mínimo	Máximo	Medio
Creta	1	2	1.5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limonita	25	28	32
Esquisto	31	70	43
Pizarra	36	150	70
Arcilla	40	172	95
Arenisca	52	179	95
Marga	60	152	99
Mármol	60	140	112
Caliza	69	180	121
Dolomía	83	165	127
Andesita	127	138	128
Granito	153	233	188
Gneis	159	256	195
Basalto	168	359	252
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	280
Gabro	290	326	298
Talconita	425	475	450
Silice	587	683	635

Fuente:(Bieniawski, 1989)

Cálculo de la resistencia a la compresión simple en campo

Tabla 6: Resistencia a la compresión uniaxial con picota

Clase	Resistencia	Resistencia uniaxial (Mpa)	Índice de Carga Puntual (Mpa)	Estimación de la Resistencia Campo	Ejemplos
R6	Extremadamente resistente	>250	>10	Solo se pueden romper esquirlas de la roca con el martillo de geólogo	Basalto, Diabasa, Gneis, Granito, cuarcita, Chert.
R5	Muy resistente	100-250	4'-10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la roca	Anfibolita, Arenisca, Gneis, Gabro, Granodiorita, Basalto
R4	Resistente	50-100	2'-4	Se necesitan más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la roca	Caliza, Marmol, Esquisto, Arenisca

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Clase	Resistencia	Resistencia uniaxial (Mpa)	Índice de Carga Puntual (Mpa)	Estimación de la Resistencia Campo	Ejemplos
R3	Moderadamente resistente	25-50	1'-2	No se puede rayar o desconchar con una navaja las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo de geologo	Concreto Esquisto, Carbón
R2	Debil	5.0-25	* *	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeado fuertemente la roca con la punta de martillo	Creta Marga Yeso Esquisto Shale
R1	Muy Debil	1.05.0		Deleznable bajo golpes fuertes con la punta del martillo de geologo, puede desconcharse con navaja	Roca alterada Shale
R0	Extremadamente Debil	0.25-1.0		Rayado por la uña	Falla

Fuente:(Bieniawski, 1989)

B.- R.Q.D. Rock Quality Designation, este parámetro se considera de gran interés, para seleccionar el revestimiento de los túneles.

$$RQD = 115 - 3,3(J_v) \text{ cuando } J_v > 4,5$$

$$RQD = 100 - 3,3(J_v) \text{ cuando } J_v < 4,5$$

En donde: J_v = número de discontinuidades en 1 m^3

Tabla 7: Valoración del RQD

Índice de Calidad R.Q.D. (%)	Calidad	Valoración
0-25	Muy mala	3
25-50	Mala	8
50-75	Regular	13
75-90	Buena	17
90-100	Excelente	20

Fuente:(Bieniawski, 1989)

C.-Espaciado de las diaclasas o discontinuidades, que es la distancia medida entre los planos de discontinuidad de cada familia.

Tabla 8: Valoración en base al espaciado de Juntas

Descripción	Espaciado de Juntas	Tipo de Macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	> 2 m	Sólido	20
Separadas	0,6-2 m	Masivo	15
Moderadamente Juntas	200-600 mm	En bloques	10
Juntas	60-200 mm	Fracturado	8
Muy Juntas	< 60 mm	Machacado	5

Fuente:(Bieniawski, 1989)

D.-Naturaleza de las diaclasas, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:

- Apertura de las caras de la discontinuidad.

Tabla 9: Valoración en base a su apertura de las discontinuidades

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	>5mm	0
2	Moderadamente abierta	1-5mm	1
3	Cerrada	0,1-1mm	4
4	Muy cerrada	<0,1mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente:(Bieniawski, 1989)

- Continuidad de las diaclasas o discontinuidad según su rumbo y buzamiento.

Tabla 10: Valoración en base a su continuidad de diaclasas

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	> 1 m	6
2	baja	1-3 m	5
3	Media	3-10 m	2
4	Alta	10-20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Fuente:(Bieniawski, 1989)

- Rugosidad

Tabla 11: Valoración en base a su rugosidad

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente Rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente:(Bieniawski, 1989)

- Alteraciones de las discontinuidades

Tabla 12: Valoración en bases a su alteración de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	6
2	Muy alterada	5
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	1
5	No alterada	0

Fuente:(Bieniawski, 1989)

- Relleno de las juntas

Tabla 13: Valoración en base a su relleno de las juntas

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	2
4	Duro < 5mm	4
5	Ninguna	6

Fuente:(Bieniawski, 1989)

E.-Presencia del agua, en un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, las descripciones utilizadas para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.

Tabla 14: Valoración en base a la presencia de agua

Caudal por 10 m de túnel	Relación Presión agua-Tensión	Descripción	Valoración
Nulo	0	Seco	15
< 10 litros/min	<0,1	Ligeramente húmedo	10
10-25 litros/min	0,1-0,2	Húmedo	7

Caudal por 10 m de túnel	Relación Presión agua-Tensión	Descripción	Valoración
25-125 litros/min	0,2-0,5	Goteando	4
>125 litros/min	> 0,5	Fluyendo	0

Fuente:(Bieniawski, 1989)

F.- Corrección por la orientación de las diaclasas

Orientación de las discontinuidades respecto a las excavaciones

Tabla 15: Dirección de la excavación

Dirección Perpendicular al eje de la excavación				Dirección paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0-20° cualquier dirección
Excav.Con buzamiento		Excav.Con buzamiento		Buz	Buz	
Buz 45-90	Buz 20-45	Buz 45-90	Buz 20-45	Buz 45-90	Buz 20-45	
Muy Favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy Desfavorable	Medio	Desfavorable

Fuente:(Bieniawski, 1989)

Tabla 16: Corrección por la orientación de las diaclasas

Dirección y Buzamiento	Muy Favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Valoración para Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente:(Bieniawski, 1989)

DIMENSIONAMIENTO DE LOS PILARES Y CÁMARAS

2.2.5.2. CARGAS SOBRE PILAR

- Campo de esfuerzos en el macizo rocoso
- Constitución del macizo rocoso
- Densidad
- La profundidad del pilar minero
- La tectónica

Esfuerzos inducidos producidos por las excavaciones mineras; ver Figura 3

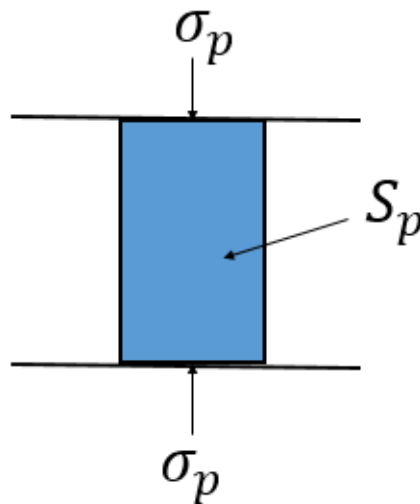


Figura 3: Esfuerzos actuantes sobre un pilar.(Medina,2017)

2.2.5.3. RESISTENCIA A LA ROTURA POR COMPRESIÓN(σ_c)

Se realizó en el laboratorio de ensayos de materiales en la Universidad Nacional de Cajamarca con tres muestras de carbón preparadas de $10 \times 10 \times 10 \text{ Cm}^3$.ver anexo 1.4.

2.2.5.4. TENSIÓN UNIAXIAL VERTICAL(σ_1) HUSTRULID,1976

$$\sigma_1 = \frac{K}{\sqrt{h}} \text{ si } h < 0,9441 \text{ m}$$

$$\sigma_1 = \frac{K}{\sqrt{0,9144}} \text{ si } h > 0,9441 \text{ m para pilares cúbicos}$$

La constante k se determina en función del material del pilar y se obtiene de acuerdo con la igualdad:

$$K = \sigma_c \sqrt{D}$$

Donde σ_c es el esfuerzo de rotura a compresión uniaxial de la probeta de diámetro o con el lado del cubo D en mm ensayada en el laboratorio.

(Herrera, 2017)

2.2.5.5. RESISTENCIA DE LOS PILARES(σ_p)

$$\sigma_p = \sigma_1(0,64 + 0,36 \frac{w}{h})$$

σ_1 : Tensión uniaxial

W : Ancho del pilar(m)

h : Altura del pilar (m)

2.2.5.6. TENSIÓN DEL PILAR (S_p)

$$S_p = \gamma g H \frac{(w + B)(L + B)}{wL}$$

S_p : Tensión del pilar

H : Profundidad (m) de la capa del mineral

W : ancho del pilar(m)

L : Longitud del pilar(m)

B : Ancho del hueco(m)

γ : Densidad de la roca

g : Aceleración de la gravedad= 9,81 m/s².(Herrera, 2017)

2.2.5.7. TASA DE EXTRACCIÓN (e)

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w + B}\right)\left(\frac{L}{L + B}\right)$$

W : ancho del pilar(m)

L : Longitud del pilar(m)

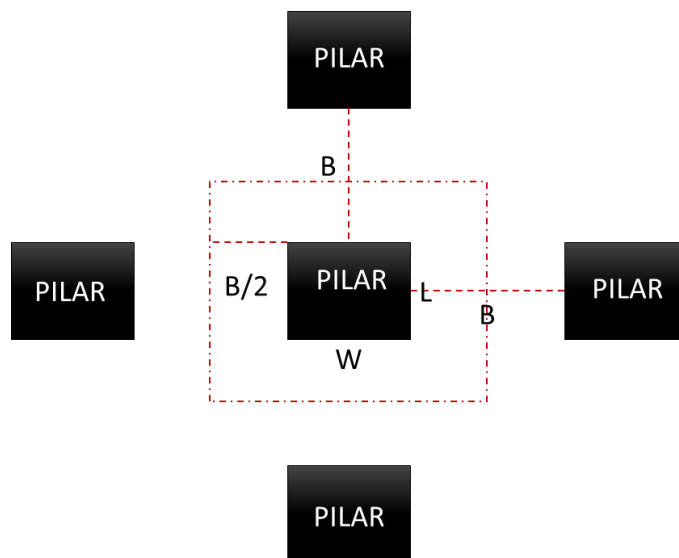
B : Ancho del hueco(m)

2.2.5.8. ÁREA ATRIBUIDA

Para la estimación del esfuerzo actuante en el pilar corrido se ha utilizado el concepto de la “Teoría del Área Tributaria” (Bunting , 1911), fue el primer autor en introducir la teoría del Área Tributaria para la determinación del esfuerzo promedio de un pilar. (Medina,2017)

Para determinar la carga que ha de soportar un pilar la aproximación más simple es la del área atribuida que incluye un importante número de simplificaciones. En esta teoría supone que el pilar aguanta un peso igual al de la columna de la sección del pilar hasta la superficie más la columna del hueco atribuible del pilar. (Herrera, 2017)

Aplicación de la fórmula para diversas formas de pilares:



S_p : Tensión del pilar

H : Profundidad (m) de la capa del mineral

W : ancho del pilar(m)

L : Longitud del pilar(m)

B : Ancho del hueco(m)

γ : Densidad de la roca

g : Aceleración de la gravedad= 9,81 m/s². (Herrera, 2017)

Para pilares de sección cuadrada, cuando $w=L$

$$S_p = \gamma g H \frac{(w + B)(L + B)}{wL}$$

Si llamamos e al factor de recuperación del mineral la parte minada es

$$2\left(\frac{B}{2} + w + \frac{B}{2}\right)\frac{B}{2} + 2\frac{B}{2}L = B^2 + BL + Bw$$

La superficie total atribuida es

$$\left(\frac{B}{2} + w + \frac{B}{2}\right)\left(\frac{B}{2} + L + \frac{B}{2}\right) = (B + w)(B + L)$$

Y entonces tenemos para e

$$e = \frac{B^2 + BL + Bw}{(B + L)(B + w)} = \frac{B^2 + BL + Bw + wL - wL}{(B + L)(B + w)} = \frac{(B + L)(B + w) - wL}{(B + L)(B + w)}$$

$$e = 1 - \frac{wL}{(B + L)(B + w)}$$

$$S_p = \gamma g H \frac{H}{1 - e} \text{ KPa}$$

2.2.5.9. FACTOR DE SEGURIDAD (F_s)

Según, US Bureau of Reclamation Engineering , (1977), el factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca. (Medina, 2017)

Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante:

- Si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3
- Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango 1.5-2

Sin embargo, cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el diseño, se calcula con la siguiente fórmula. (Medina, 2017)

$$F_s = \frac{\sigma_p}{S_p}$$

S_p : Tensión del pilar

σ_p : Resistencia del pilar

2.2.6. SOSTENIMIENTO CON MADERA EN LABORES MINERAS

2.2.6.1. CONDICIONES DE INESTABILIDAD

Se ha hablado de las condiciones de estabilidad de las labores, ahora es necesario conocer las diversas circunstancias de inestabilidad que entre muchas podemos mencionar a los siguientes:

- Calidad del macizo rocoso
- Mal diseño en el trazo de la perforación y voladura
- Mala disposición de los elementos de soporte. (Champi, 2015)

2.2.6.2. TIPOS DE MATERIALES USADOS EN SOSTENIMIENTO

- Madera: Palos, tablas, tacos y cuñas de eucalipto seco. Para piques pino Oregón.
- Mallas electro soldadas
- Piedras o roca (muro seco o pircas)
- Concreto armado.
- Pernos de anclaje. (Champi, 2015)

2.2.6.3. SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO

Usualmente se denomina soporte de rocas a los procedimientos y materiales utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las cargas que producen las rocas cerca al perímetro de la excavación subterránea. Se puede clasificar a los diversos sistemas en dos grandes grupos:

- a. Sostenimiento Activo; que viene a ser el refuerzo de la roca donde los elementos de sostenimiento son una parte integral de la masa rocosa.

b. Sostenimiento Pasivo; donde los elementos de sostenimiento son externos a la roca y dependen del movimiento interno de la roca que está en contacto con el perímetro excavado. (Champi, 2015)

2.2.6.4. SOSTENIMIENTO CON MADERA

El sostenimiento con madera fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento. Actualmente el sostenimiento con madera tiene menor importancia frente a los avances que ha habido en las técnicas de control de la estabilidad del terreno; En algunas minas peruanas la madera aún sigue siendo utilizada como elemento de sostenimiento, principalmente en el minado convencional de vetas. En emergencias su uso como sostenimiento es muy valioso. Sus inconvenientes son: costo relativamente alto, elevado uso de mano de obra por el tiempo comparativamente largo de su instalación, limitada duración (puede descomponerse) y riesgo de fuego. (Champi, 2015)

Cuando se usa la madera como elemento de sostenimiento es importante tomar en cuenta que:

La madera seca dura más que la fresca o húmeda.

La madera sin corteza dura más que aquella que conserva la corteza.

La madera tratada o "curada" con productos químicos con la finalidad de evitar su descomposición, dura más que la no "curada"

La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente. (Champi, 2015)

2.2.6.5. TIPOS DE ESTRUCTURAS DE MADERA PARA EL SOSTENIMIENTO

Como sostenimiento la madera se utiliza principalmente en forma de puntales, paquetes, cuadros y conjunto de cuadros. (Champi, 2015)

a. Puntales

Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos.

Los puntales son miembros compresivos con rangos de resistencia de 7 a 10 MPa, contruidos de madera redonda de 5" a 10" de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia. La sección circular de un puntal ofrece una mayor capacidad portante que las secciones cuadradas. (Champi, 2015)

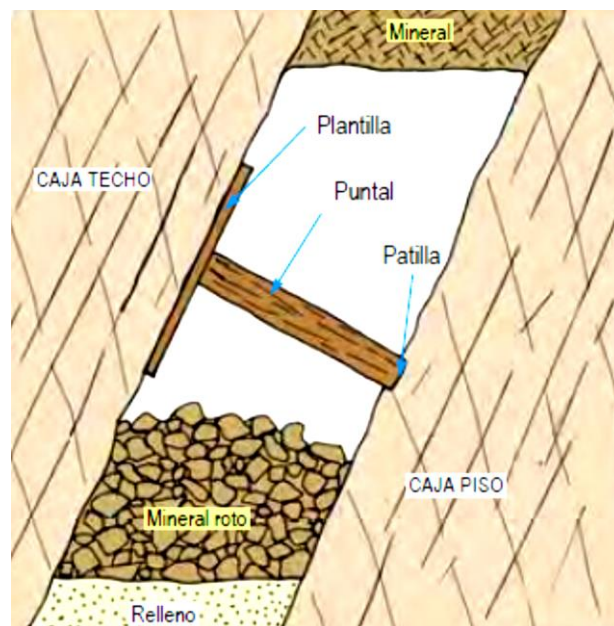


Figura 4: Puntales en Minería Subterránea.(Champi, 2015)

b. Paquetes de madera (woodpacks)

Cuando los puntales de madera no son suficientes para soportar el techo de una excavación, una alternativa de soporte es el uso de paquetes de madera. Este tipo de soporte es particularmente eficiente cuando se desarrollan fallas extensivas sobre el techo del tajeo, donde un gran peso muerto de la roca necesita ser soportado. Su uso está asociado al método de minado por corte y relleno descendente y también al método de cámaras y pilares, puesto que éstos pueden ayudar a complementar el sostenimiento con pilares naturales e incluso permitir la recuperación parcial de los pilares de mineral. (Champi, 2015)

Existen varias configuraciones de paquetes de madera, lo importante de todas ellas es que tengan la mayor cantidad de área sólida efectiva resultante del proceso de acomodamiento de la madera, puesto que, a mayor área efectiva, mayor será la capacidad portante del paquete. Una configuración de un paquete de madera que se está utilizando con éxito en nuestro medio. En este caso los cuadros rectangulares o unidades del paquete tienen 0.45 m x 1.20 m (dimensiones externas), contruidos con madera cuadrada de 6" de lado. Un paquete armado con estas unidades tiene un área efectiva de soporte de 0.63 m² y puede desarrollar una capacidad de soporte de 90 Ton. (Champi, 2015)

Además, ofrece la posibilidad de armar paquetes más robustos (mayor área en planta), para condiciones más desfavorables de terreno, simplemente agrandando la disposición de las unidades. (Champi, 2015)

C. Sistema de cuadros utilizados en labores subterráneos

Éstos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación. Los principales tipos de cuadros que usualmente se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o denominados también cuadros cónicos y los cuadros cojos. Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento. (Champi, 2015)

Cuadros rectos

Son usados cuando la mayor presión procede del techo. Están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero. En ciertos casos los postes van sobre una solera. Estos cuadros están unidos por los tirantes, los cuales determinan el espaciamiento de los mismos, que varía de 2 a 6 pies según la calidad del terreno. Para completar el sostenimiento se adiciona el encribado en el techo, generalmente con madera redonda y el enrejado en los hastiales con madera redonda, semiredonda o entablado. (Champi, 2015)

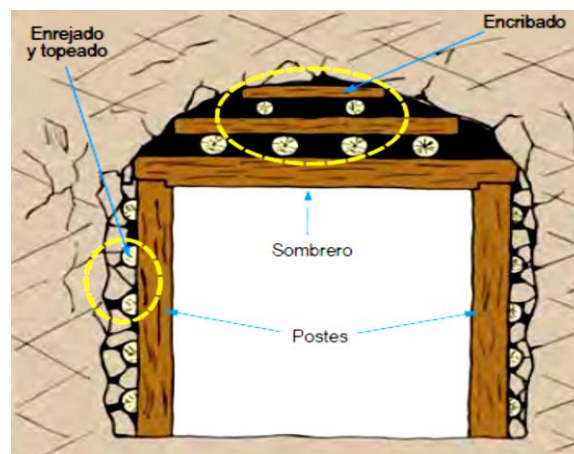


Figura 5: Cuadros Rectos En Minería Subterránea.(Champi, 2015)

Cuadros cónicos

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales. La diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que en los cuadros cónicos se reduce la longitud del sombrero, inclinando los postes, de tal manera de formar ángulos de 78° a 82° respecto al piso, quedando el cuadro de forma trapezoidal. (Champi, 2015)

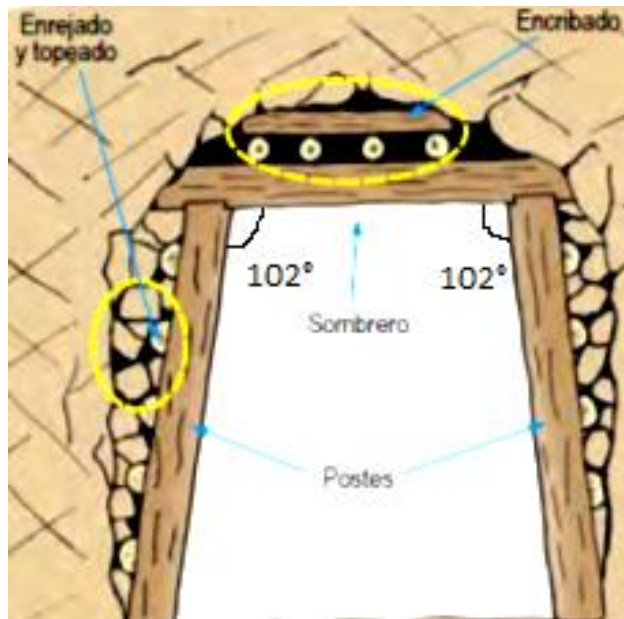


Figura 6: Cuadros Cónicos en Minería Subterránea.(Champi, 2015)

Cuadros cojos

Estos están compuestos por solo un poste y un sombrero. Se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia. Su uso permite ganar espacio de trabajo. Pueden ser verticales o inclinados según el buzamiento de la estructura mineralizada. Estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno.

(Champi, 2015)

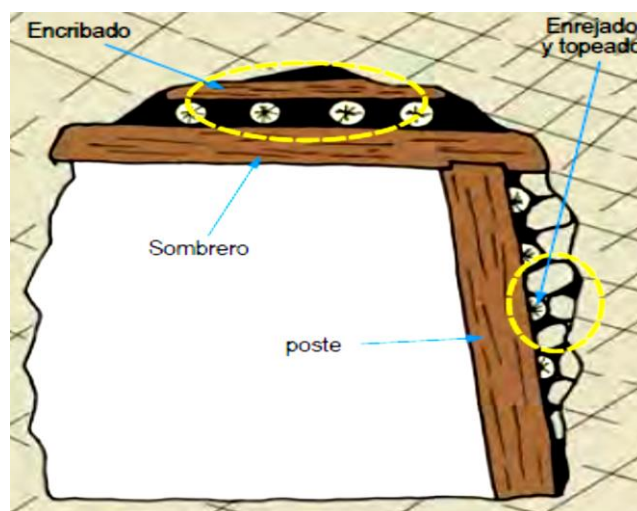


Figura 7: Cuadros Cojos en Minería Subterránea.(Champi, 2015)

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Caja Techo: La caja techo es definido como el primer plano competente de la fractura. Si es poco competente, el apoyo artificial puede mantenerlo estable, si no es así, el hundimiento se puede prever y evitar incidentes. (Colonio, 2015)

Caja piso: La calidad del piso también influye en el tamaño de las labores, debido al esponjamiento que sufre el carbón una vez realizado el corte, produciéndose combaduras o pandeos producto de la presión existente, en muchos casos se tiene que realizar trabajos adicionales para rebajar y nivelar dicho piso. (Maurtua, 2012)

Túnel de acceso o Socavón: Galería horizontal abierta al extremo de una montaña o una colina para permitir el acceso a un yacimiento. (G.T.M., 2015)

Cámara: Sector de una mina subterránea donde se lleva a cabo la explotación gradual del depósito. El término, generalmente, se aplica a la explotación de depósitos constituidos por capas o vetas inclinadas. (G.T.M., 2015)

Pilar: Bloque solido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener el pozo de acceso a la mina, las paredes o el techo de la mina. (G.T.M., 2015)

Calor: Tipo de energía que se traslada entre dos sistemas en virtud a una diferencia en temperatura. (G.T.M., 2015)

Humedad del carbón: Contenido de agua presente en el carbón, la cual puede ser clasificada en: humedad bruta o libre (también llamada agua de superficie), humedad de retención o residual, y humedad total. La humedad es determinada cuantitativamente por métodos normalizados que varían de acuerdo con el tipo de humedad que se desee determinar. (G.T.M., 2015)

Sostenimiento con Puntales: Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. (Ccorahua, 2016)

CAPÍTULO III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. GEOGRÁFICA

Geográficamente la mina Tuco se localiza en los andes de la cordillera occidental de Perú; la cual está comprendida entre los 2200 a 3000 m.s.n.m. con clima templado con variantes en las estaciones del año, con lluvias en los meses de septiembre a mayo y sequia de junio a octubre.

Se ubica en las siguientes coordenadas en el sistema UTM, DATUM WGS – 84: Longitud: 782152.69E, Latitud: 9270445.40N y Cota absoluta: 2400 m.s.n.m.

En la Figura 8 se muestra el punto de la bocamina de la mina Tuco al lado izquierdo encontramos el caserío de Piñipata que limita con el río Llaucano y a orillas de este se encuentra la carretera para la Paccha que es acceso principal a la mina.



Figura 8: Coordenadas WGS-1984-UTM-ZONA-17S. (Geocatmin, 2019)

3.1.2. UBICACIÓN POLÍTICA

Políticamente la Mina Tuco se ubica en el departamento de Cajamarca provincia de Hualgayoc distrito Bambamarca.

3.1.3. ACCESIBILIDAD

TRAMO	DISTANCIA	TIEMPO	TIPO DE MOVILIDAD
CAJAMARCA-BAMBAMARCA	112 Km	2 HORAS 30 MIN	COMBI
BAMBAMARCA-TUCO	56 Km	45 MIN	CAMIONETA
TUCO-MINA	3 Km	20 MIN	PIE-CABLE CARRIL

3.1.4. CLIMA Y VEGETACIÓN

En Bambamarca, los veranos son cómodos y nublados y los inviernos son cortos, fríos, secos y parcialmente nublados. Durante el transcurso del año, la temperatura generalmente varía de 5 °C a 20 °C y rara vez baja a menos de 2 °C o sube a más de 23 °C.(weather-spark,2018)

En cuanto a la vegetación se encuentra árboles y arbustos: eucalipto, alisos, lanche, molle, sauce, carrizo, pájaro bobo, quinal, cola de caballo, helechos, ortiga, carhuacasha, pencas. En árboles frutales encontramos: níspero, plátano, piña. en sus cultivos tenemos: maíz, yuca, zanahoria.



Foto 1: Plantaciones Nativas de Tuco : Maiz,Caña de azúcar, níspero, yuca.

3.2. PROCEDIMIENTOS

1. Etapa preliminar de gabinete

Se ha recompilado y analizado la información previa obtenida de revisión bibliográfica consultando tesis, libros, revistas geológicas, buscada en internet.

Para la recopilación cartográfica y parte de la geología se recurrió a la información contenida en la base de datos del INGEMMET.

2. Etapa de campo

Se hizo el estudio detallado del método de explotación en la Mina Tuco. Logrando detallar cada uno de las zonas críticas y la inseguridad con la que trabajan los operarios.

3. Etapa de gabinete

En esta etapa del trabajo toda la data que se recopiló en campo será analizada, depurada e interpretada los resultados obtenidos serán plasmados en cuadros, figuras y planos.

4. Etapa de laboratorio

Las muestras que fueron tomadas en campo serán analizadas en el laboratorio de Química de la Universidad Nacional de Cajamarca; para determinar los parámetros poder calorífico, cantidad de cenizas.

3.2.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

Tipo de investigación

El tipo de investigación descriptivo – transversal porque se ha tomado un tiempo determinado para la realización del estudio.

Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo ya que se describe la situación actual y características de la población de estudio.

Diseño de investigación

El diseño de investigación es no experimental ya que se basa en la observación de los hechos para luego ser analizados.

Método de investigación

El método de investigación es descriptivo porque se describe las condiciones en las que se realiza la investigación.

Población de estudio

La población de estudios corresponde a los mantos de carbón de tipo antracítico de la mina Tuco ubicada en el Centro Poblado Tuco santa rosa en el distrito de Bambamarca, provincia de Hualgayoc y departamento de Cajamarca

Muestra

La muestra será el carbón de piedra obtenido del manto, se analizarán 10 muestras de carbón seleccionadas por muestreo sistemático.

Unidad de análisis

Método de explotación, poder calorífico, geología estructural del yacimiento de mineral.

3.2.2. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Para la investigación se ha identificado las variables del caso las que se plasma en la tabla siguiente

Tabla 17: Identificación de Variables

Variables independientes	Variable dependiente
Poder Calorífico del Carbón	Método de Excavación de carbón antracítico
Geología estructural del yacimiento de carbón	
Método de explotación	

3.2.3. TÉCNICAS

En las técnicas empleadas para el acopio de la información tenemos: inicialmente tenemos que tomar el punto GPS de la bocamina seguido es la observación dirigida a la zona de estudio para determinar los puntos críticos del método de explotación, posteriormente se va a realizar las tomas de muestras en cada uno de los puntos a estudiar.

3.2.4. INSTRUMENTOS Y EQUIPOS

Para la investigación se utilizaron los siguientes instrumentos y equipos:

- GPS: Para determinar las coordenadas UTM para la ubicación de la bocamina.
- Brújula tipo Brunton: Para determinar el rumbo y buzamiento del manto y estructuras.
- Picota del geólogo: Para desprender y determinar la dureza del carbón antracítico insitu, extraer muestras para fracturamiento y descripción de la roca
- Rayador: Para determinar la raya y dureza del mineral de carbón antracítico.
- Wincha 20 m: Para medir el largo ancho y el espesor de las excavaciones y detalles específicos.
- Libreta de campo: Para apuntar todos los datos que se extrae de campo.
- Cámara fotográfica digital 12 MP: Para la toma de fotografías de la vegetación de los pilares, medida del rumbo y buzamiento del manto de carbón antracítico.
- Bolsas para las muestras: Para recolectar las muestras para el análisis correspondiente.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DEL PODER CALORÍFICO

El cálculo del poder calorífico nos será útil al momento que analicemos rentabilidad y el costo del carbón en el mercado.

Paso 1: Se chanca la muestra de carbón antracita hasta obtener una muestra uniforme para luego cuartear y utilizar la cantidad necesaria. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 7)

Paso 2: Se tamiza la muestra para poder hacer uso del tamaño apropiado del crisol necesaria a estudiar. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 8)

Paso 3: Se estabiliza la balanza analítica para poder continuar con el pesado de la muestra. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 9)

Paso 4: Se pesa la muestra puesta en el crisol obteniendo un valor de 134.075 g de carbón antracítico. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 10)

Paso 5: Se coloca en la estufa el crisol con la muestra para su calcinación del carbón. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 11)

Paso 6: Pondremos la muestra en la estufa a una temperatura de 200 C° llegando a quemar a la muestra cuando la estufa esta sobre los 900C°. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 12)

Paso 7: La muestra queda ya calcinada lista para determinar la cantidad de cenizas, el porcentaje de azufre. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 13)

Paso 8: Comparamos las dos muestras la muestra sin calcinar y la calcinada. Ver Anexo N° 1.2. (Foto 14)

Dando como resultado 6,240 cal/Kg de poder calorífico, 2,6 % de humedad, 0,22 % de azufre y 10.4 % de cenizas. Ver anexo N° 5

4.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL DEL YACIMIENTO

Profundidad del manto: La parte más superficial del manto está a 30 m de profundidad, 200 m de profundidad reconocido del manto, en dicho trabajo se hace el estudio hasta los 110 m de profundidad para así determinar el esfuerzo vertical máximo, es espesor, el largo y ancho del manto.

Buzamiento de los mantos: con el uso de la brújula tipo Brunton se determinó que el buzamiento promedio es de 32°SW.



Foto 2: Medida del Buzamiento con brújula tipo Brunton

4.3. INVESTIGACIONES PARA EL DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES

Para realizar el dimensionamiento de los pilares necesitamos saber algunos de estos parámetros.

4.3.1. ALTURA DEL PILAR

Según el estudio y levantamiento topográfico los pilares tienen una altura promedio de 1.89 m llegando a veces como máximo a los 2.25 m por lo que se considera que la altura máxima del pilar es de 2 m de altura tomando la facilidad de operación en interior mina.

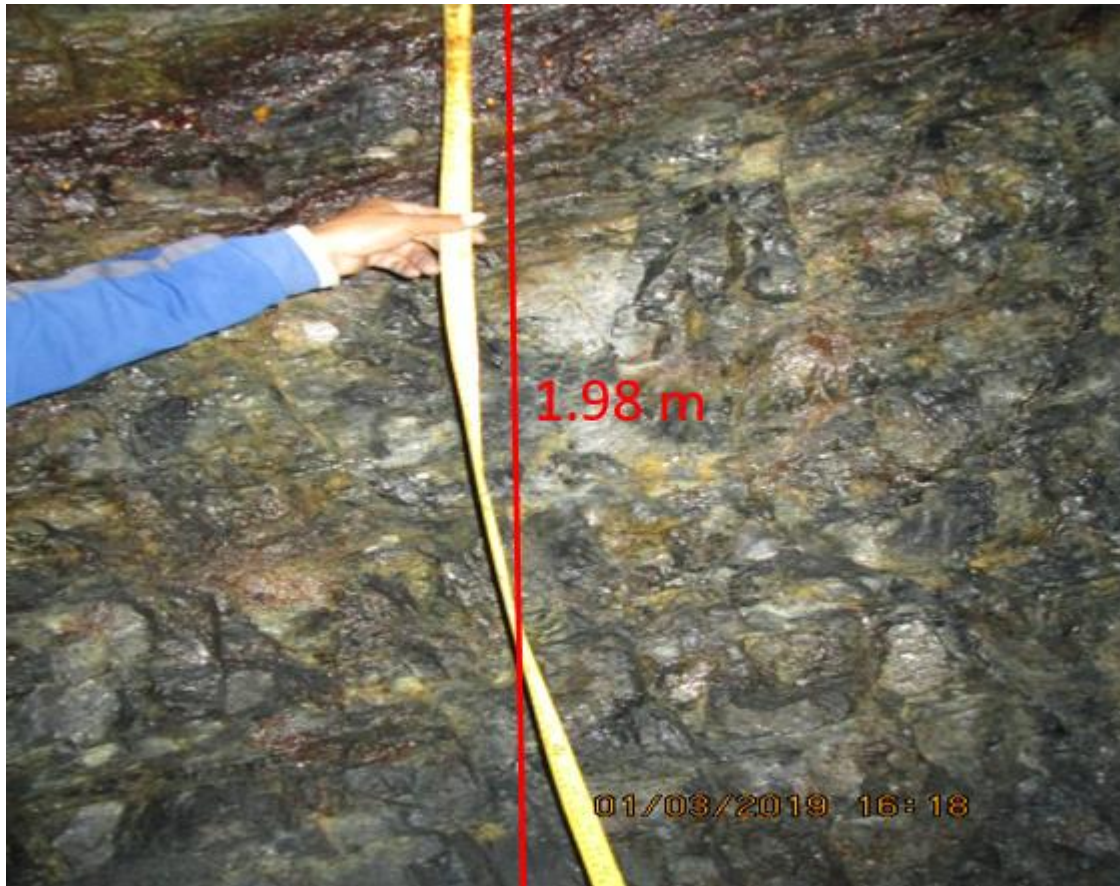


Foto 3: Altura del pilar

4.3.2. LARGO DE PILAR

Longitud del pilar: encontramos pilares de diferentes dimensiones como de 4 ,6,8,10 m llegando a encontrar un promedio de 6 m.

4.3.3. CÁLCULO DEL RQD DEL MACIZO ROCOSO

Índice de Calidad de la Roca, RQD se ha estimado midiendo la cantidad de discontinuidades en 1 m³ del pilar. Su valor fue determinado usando la fórmula empírica propuesta por Bieniawsky (1989):

$$RQD = 115 - 3,3(J_v) \text{ cuando } J_v > 4,5$$

En donde: J_v = número de discontinuidades en 1 m³

Por lo que se tiene que hacer el conteo de discontinuidades de las 10 ventanas.
Ver anexo N° 1.3.

Tabla 18: Número de discontinuidades en cada uno de las ventanas

Ventanas	N° de Fracturas
1	8
2	7
3	7
4	8
5	7
6	3
7	6
8	3
9	6
10	6
Promedio	6.1

$$RQD = 115 - 3,3(Jv)$$

$$RQD = 115 - 3,3 \cdot 6,1$$

$$RQD = 94,87 \%$$

Tabla 19: Índice de RQD

Índice de Calidad R.Q.D. (%)	Calidad	Valoración
0-25	Muy mala	3
25-50	Mala	8
50-75	Regular	13
75-90	Buena	17
90-100	Excelente	20

Fuente: Bieniawski (1 973)

Por lo tanto, de acuerdo con la clasificación tiene una calidad excelente por tener un RQD de 94,87%

4.3.4. CÁLCULO DEL RMR DEL MACIZO ROCOSO

Para el macizo rocoso correspondiente a los pilares (carbón antracita), se adoptaron los parámetros siguientes desarrollado por Bieniawski (1 973)

Tabla 20: Evaluación geomecánica del manto mineralizado

Categorías	Valor	Puntuación
Resistencia a la compresión uniaxial	9,823 MPa	2 puntos
Calidad de roca (RQD)	94,87 %	20 puntos
Espaciamiento de discontinuidades	0,20 – 0,60 m	10 puntos
Condición de las discontinuidades	Superficies no alterada – Separación: >20 mm	14 puntos
Condición del agua subterránea	Goteando	4 puntos
Orientación de las juntas	favorable	-5 puntos

Finalmente, se obtiene para el macizo rocoso un **Rock Mass Rating (RMR) = 45**, correspondiente a una roca regular.

Tabla 21: Clasificación en Función del RMR

Clase	RMR	Calidad de la Roca
I	81-100	Muy Buena
II	61-80	Buena
III	41-60	Regular
IV	21-40	Mala
V	0-20	Muy mala

Fuente: Bieniawski (1 973)

4.3.5. RESISTENCIA A LA ROTURA POR COMPRESIÓN(σ_c)

Se extrajeron 3 muestras de carbón de la mina para mandarlos a laboratorio de la Universidad Nacional de Cajamarca para su respectivo análisis a la compresión. Ver anexo N° 1.4.

Dando como resultados que se muestran en la tabla 22.

Tabla 22: Esfuerzos a la compresión de las tres muestras

Número de Muestra	Fuerza (KN)	Área (Cm ²)	Esfuerzo (KN/Cm ²)	Esfuerzo en Kpa
1	91.64	100	0.9164	9164
2	102.76	100	1.0276	10276
3	100.31	100	1.0031	10031
				9823.67

Obteniendo como resultado promedio un valor de 9823.67 KPa de esfuerzo de compresión.

Ahora nos enfocaremos en encontrar el tamaño óptimo de pilares haciendo uso de la teoría de Herrera, 2015 para así evaluar la productividad y recuperación de pilares en la mina.

Dimensionamiento del método de explotación por cámaras y pilares actual. Ver anexo N° 7

Dimensiones	Longitud
W =	6.77
h=	2
L=	5
H=	110
B=	2
$\frac{L}{W}$ =	0.74
γ =	1.654

Donde:

W = Ancho de pilar

h = Altura de pilar

L = Longitud de pilar

H = Profundidad

B = Ancho de cámara

γ = densidad

4.3.6. TENSIÓN UNIAXIAL VERTICAL(σ_1) HISTRULID,1976(Medina,2017)

$$\sigma_1 = \frac{K}{\sqrt{h}} \text{ si } h < 0,9441 \text{ m}$$

$$\sigma_1 = \frac{K}{\sqrt{0,9144}} \text{ si } h > 0,9441 \text{ m para pilares cúbicos}$$

La constante k se determina en función del material del pilar y se obtiene de acuerdo con la igualdad:

$$K = \sigma_c \sqrt{D}$$

D : Dimensión de la arista del cubo en mm

Donde σ_c es el esfuerzo de rotura a compresión uniaxial de la probeta ensayada en el laboratorio.

$$K = 9823,67\sqrt{0,1}$$

$$K = 3106,52$$

$$\sigma_1 = \frac{3106,52}{\sqrt{0,9144}} \text{ si } h > 0,9441$$

$$\sigma_1 = \frac{3106,52}{\sqrt{0,9144}}$$

$$\sigma_1 = 3248,67 \text{ KPa}$$

4.3.7. RESISTENCIA DE LOS PILARES(σ_p)

$$\sigma_p = \sigma_1(0,64 + 0,36 \frac{w}{h})$$

$$\sigma_p = 3248,67(0,64 + 0,36 \frac{w}{h})$$

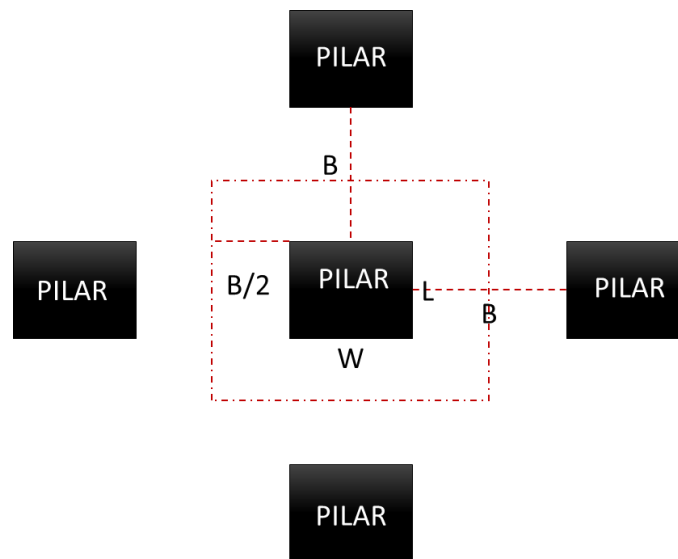
$$\sigma_p = 3248,67(0,64 + 0,36 \frac{6,77}{2})$$

$$\sigma_p = 6037,98 \text{ KPa}$$

W = Ancho de pilar (m)

h = Altura de pilar (m)

4.3.8. ÁREA ATRIBUIDA



B : Cámara espacio entre pilar y pilar (m)

4.3.9. CARGA DEL PILAR (S_p)

$$S_p = \gamma g H \frac{(w + B)(L + B)}{wL}$$

S_p : Tensión del pilar

H : Profundidad (m) de la capa del mineral

W : ancho del pilar(m)

L : Longitud del pilar(m)

B : Ancho del hueco(m)

γ : Densidad de la roca

g : Aceleración de la gravedad= 9,81 m/s².

$$S_p = \gamma g H \frac{(w + B)(L + B)}{wL}$$

$$S_p = 1,654 * 9,81 * 110 * \frac{(6,77 + 2)(5 + 2)}{6,77 * 5}$$

$$S_p = 3230,54 \text{ KPa}$$

4.3.10. FACTOR DE SEGURIDAD (F_s)

$$F_s = \frac{\sigma_p}{S_p}$$

$$F_s = \frac{6037,98}{3230,54}$$

$$F_s = 1,87$$

S_p : Tensión del pilar

σ_p : Resistencia del pilar

4.3.11. TASA DE EXTRACCIÓN (e)

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w + B}\right)\left(\frac{L}{L + B}\right)$$

$$e = 1 - \left(\frac{6,77}{6,77 + 2}\right)\left(\frac{5}{5 + 2}\right)$$

$$e = 1 - 0,55$$

$$e = 0,45 = 45\%$$

W : ancho del pilar(m)

L : Longitud del pilar(m)

B : Ancho del hueco(m)

Para mejorar el diseño de explotación, se hallará el tamaño mínimo de los pilares introduciendo un factor de seguridad de 1.5 a 2 y teniendo en cuenta la relación de $L/W=0,74$.

Se despejan los valores de W y L de las ecuaciones

$$L/W = 0,74$$

$$F = 1,5 = \frac{\sigma_1(0,64 + 0,36 \frac{w}{h})}{\gamma g H \frac{(w+B)(L+B)}{wL}}$$

$$1,5 = \frac{3248,67(0,64 + 0,36 \frac{w}{h})}{1784,83 \frac{(w+B)(L+B)}{wL}}$$

$$2677,25 \frac{(w+2)(0,74w+2)}{w * 0,74w} = 3248,67(0,64 + 0,36 \frac{w}{2})$$

$$\frac{(w+2)(0,74w+2)}{0,74w^2} = 1,21(0,64 + 0,18w)$$

$$0,74w^2 + 3,48w + 4 = 0,74w^2(0,77 + 0,22w)$$

$$0,74w^2 + 3,48w + 4 = 0,57w^2 + 0,16w^3$$

$$0 = 0,16w^3 - 0,17w^2 - 3,48w - 4$$

$$w = 2,92 \text{ m}$$

por lo tanto

$$L/2,92 = 0,74$$

$$L = 2,16 \text{ m}$$

Al encontrar la tasa de recuperación con las nuevas dimensiones

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w+B}\right)\left(\frac{L}{L+B}\right)$$

$$e = 1 - \left(\frac{2,92}{2,92+2}\right)\left(\frac{2,16}{2,16+2}\right)$$

$$e = 1 - 0,31$$

$$e = 0,69 = 69\%$$

aumentamos la recuperación de un 45% a un 69 % por lo que es necesario uniformizar el tamaño de pilares.

Tabla 23: Dimensiones con recuperación al 69 % de carbón antracita. Ver anexo 5

Dimensiones	Longitud (m) a una recuperación de 45%	Longitud (m) a una recuperación de 69%
W =	6.77	2.92
h=	2	2
L=	5	2.16

Donde:

W = Ancho de pilar

h = Altura de pilar

L = Longitud de pilar

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

- ✓ Con el análisis geomecánico de los pilares se logró aumentar la producción y rentabilidad en la Mina Tuco, uniformizando a un solo tamaño de pilar de ancho 2,92 y largo de 2,16 así la tasa de extracción aumentaría a un 69%.
- ✓ Haciendo uso de los factores RMR Y RQD se determinó que es una roca competente y no es necesario utilizar sostenimiento, pero al momento de la recuperación parcial o total de los pilares se tendrá que aumentar el factor de seguridad es cuando se tendrá que utilizar woodpacks o paquetes de madera.
- ✓ El poder calorífico de 6240 kcal/Kg, un porcentaje de azufre que no es perjudicial para el medio ambiente de 0,22 % y un 10,4 % de cenizas por lo que su valor en el mercado es de 170 soles por tonelada de Carbón.

5.2. RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda hacer perforaciones diamantinas para calcular las reservas de carbón antracítico en dicho manto.
- ✓ Se recomienda hacer el planeamiento de la construcción de un crucero para poder drenar las aguas que se depositan en el frente de trabajo.
- ✓ Para el sostenimiento se recomienda el uso de madera de pino ya que existe humedad en las labores y es la mejor opción.
- ✓ Se recomienda hacer uso de equipos topográficos acordes con las dimensiones de las labores.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Buendía Sulca, AB. 2009. Optimización Del Minado De Corte Y Relleno Ascendente Mediante Taladros Largos; Para Incrementar La Productividad En Volcan Compañía Minera S.A.A. - U.P. Cerro De Pasco. Tesis Para Optar El Título Profesional de Ingeniero De Minas. Universidad Nacional Del Centro Del Perú.49p.
- Cardona García, UF. 2017. Análisis del ciclo de vida de la explotación de carbón en la cuenca del Sinifaná, Antioquia. Producción más Limpia, Antioquia, Colombia;08 may.:8.
- Ccorahua Sequeiros, BP.2016. La Geomecánica En El Sostenimiento En La Mina Ricotona. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.
- Champi Huamani, J.2015. Estudio Comparativo De Eficiencia De Uso De Puntales De Seguridad Simple Y Con El Uso Adecuado Del Jackpot En Los Tajeos De Explotacion Del Nivel 4430 De La Cía. Minera Caudalosa Chica S.A.A. Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional De Huancavelica.63p.
- Colonio Quispe, ES.2015. Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis para optar Título Profesional De Ingeniero De Minas. Universidad Nacional Del Centro Del Perú.Huancayo.127p.
- Danús Vásquez, H. 2010. Carbón Protagonista del pasado, presente y futuro. 1ed. Susana Vera Iturra. Santiago de Chile, Chile, RILeditores.229 p.
- Estanislao de la Cruz, Á Á.2012. Métodos de explotación en la mediana minería del Perú. Docentes de la EAP de Ingeniería de Minas, UNMSM.Vol.15. pp.125-134.
- Glosario Técnico Minero.2015. Ministerio De Minas Y Energía.Colombia.168p.

- Herrera Herbert, J.2007.Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. 1ed. Universidad Politécnica de Madrid,España.156p.
- Maurtua Lovaton, JL.2012. Proyecto de aplicación del Método Short Wall para mejorar la producción en la concesión Oyon 2 Unidad Pampahuay, Ocimin S. A. Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero De Minas. Universidad Nacional Del Centro Del Perú.113p.
- Medina Aguilar, VH. 2017.Diseño de cámaras y pilares basado en las características Geomecánica del macizo rocoso en la corporación minera Ananea s.a. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Del Altiplano.97p.
- Peña Urueña, ML.2011. Caracterización De Cenizas De Algunos Carbones Colombianos In Situ Por Retrodispersión Gamma-Gamma. Tesis presentada como requisito parcial para optar al título de Maestría en Ciencias- Química. Universidad Nacional de Colombia.25p.
- Quispe Urquizo, JC.2014. Análisis De Producción Y Costos Del Metodo Long Wall Mining Sobre El Metodo Corte Y Relleno Ascendente Para Su Aplicación En U.E.A. Minera Aurífera Retamas S.A. Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa.117p.
- Reveron H., D.2013. Dimensiones de cámaras y pilares en minería subterránea basado en caracterización Geomecánica del macizo rocoso de la mina Colombia. el Callao, estado Bolívar-Colombia. Universidad Central de Venezuela, Venezuela.199p.
- Villanueva Rodríguez, T. 2009. La Minería en Castilla y León. 2 ed. Castilla, España. Talleres Gráficos Soler.28 p.

ANEXOS

N° 1: Álbum Fotográfico

N° 2: Medidas del Ancho y Largo de los pilares

N° 3: Tabla de estudio de rentabilidad

N° 4: Certificado de Análisis Físico Químico del Carbón.

N° 5: Constancia del laboratorio de Ensayo de materiales UNC.

N° 6: Plano geológico de la zona de influencia de la mina.

N° 7: Plano de la vista en planta del método de explotación.

N° 8: Plano de la mina con las medidas propuestas en gabinete.

Anexo 1: Álbum Fotográfico

Anexo N° 1.1. Fotos de los accesos a la Mina Tuco



Foto 4: Bocamina acceso principal y único de la mina Tuco.

En la foto se muestra el sostenimiento de la bocamina con sacos llenos de carbón antracítico y algunas maderas con los que forman un sostenimiento artesanal, evitando derrumbes y que se tape la única vía de salida que hay.



Foto 5: Mina Tuco a orillas del río Ilaucano

En la foto se muestra el lugar de acopio del Carbón antracítico después de ser extraído del socavón.



Foto 6: Socavón abandonado

En la foto se ve uno de los socavones utilizados para la ubicación del mineral, pero al no lograr ese cometido se ha dejado abandonado.

Anexo N° 1.2. Análisis del Poder Calorífico en el Laboratorio de la Universidad Nacional de Cajamarca.

Paso 1: En la foto se está chancando la muestra de carbón Antracita con el uso de una comba de construcción civil.



Foto 7: Chancado de la muestra

Paso 2: Se tamiza la muestra para reducir el tamaño y puede colocarlo en un crisol.



Foto 8: Muestra tamizada

Paso 3: Se estabiliza la Balanza de precisión CPA623S para luego calcular el peso de la muestra a estudiar.



Foto 9: Balanza de precisión CPA623S

Paso 4: Se pesa la muestra en el crisol opteniendo un valor de 134.075 g



Foto 10: Peso de la muestra con el crisol

Paso 5: Se va a colocar en la estufa para su calcinación del carbón antracítico.



Foto 11: Muestra en la estufa del carbón antracítico.

Paso 6: Pondremos la muestra en la estufa a una temperatura de



Foto 12: Muestra en la estufa

Paso 7: Muestra ya calcinada lista para determinar la cantidad de cenizas



Foto 13: Muestra Calcinada de carbón antracítico.

Paso 8: Comparamos las dos muestras la muestra sin calcinar y la calcinada.

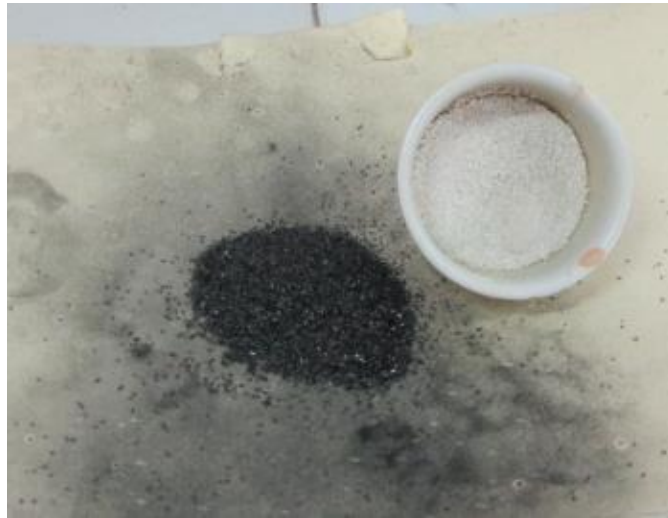


Foto 14: Comparación de muestras natural y quemada.

Anexo N° 1.3. Número de discontinuidades de las ventanas

En la foto encontramos 8 discontinuidades 4 a favor de la excavación y 4 en contra de la excavación.



Foto 15: Ventana 1, presenta 8 discontinuidades

En la foto encontramos 7 discontinuidades 3 a favor de la excavación y 4 en contra de la excavación.

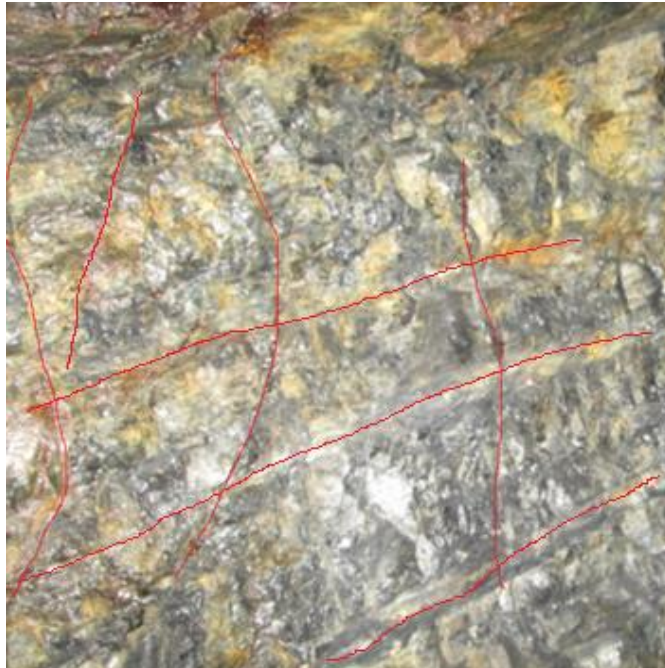


Foto 16: Ventana 2 , Presenta 7 discontinuidades

En la foto encontramos 7 discontinuidades 4 a favor de la excavación y 3 en contra de la excavación.



Foto 17: Ventana 3 , presenta 7 discontinuidades

En la foto encontramos 7 discontinuidades 2 a favor de la excavación y 5 en contra de la excavación.



Foto 18: Ventana 4 presenta 7 discontinuidades

En la foto encontramos 7 discontinuidades 3 a favor de la excavación y 4 en contra de la excavación.



Foto 19: Ventana 5 presenta 7 discontinuidades

En la foto encontramos 3 discontinuidades, 3 en contra de la excavación.



Foto 20: Ventana 6 presenta 3 discontinuidades

En la foto encontramos 6 discontinuidades 3 a favor de la excavación y 3 en contra de la excavación.

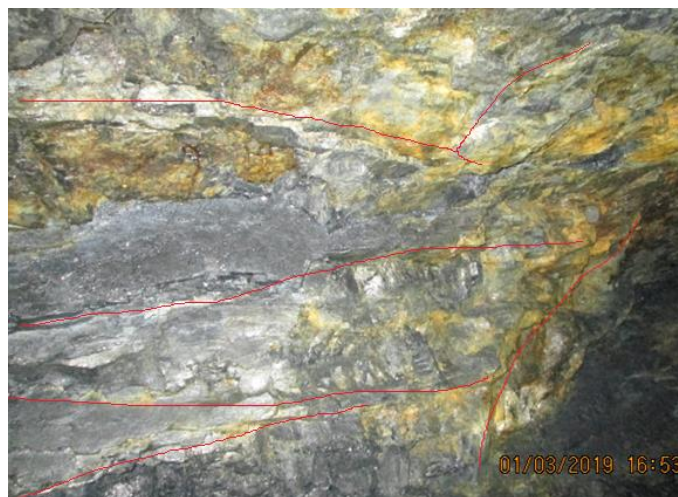


Foto 21: Ventana 7 presenta 6 discontinuidades

En la foto encontramos 3 discontinuidades, 3 en contra de la excavación.



Foto 22: Ventana 6 presenta 3 discontinuidades

Anexo N° 1.4. Análisis de resistencia a la compresión en el laboratorio de ensayo de materiales de la Universidad Nacional de Cajamarca.

Muestra N° 1: Muestra extraída de la mina Tuco del pilar 1.



Foto 23: Muestra 1 de Carbón antracítico.

Muestra N° 2: Muestra extraída de la mina Tuco de la cámara 4 pilar 10.



Foto 24: Muestra 2 de Carbón antracítico.

Muestra N° 3: Muestra extraída de la mina Tuco del pilar 35.



Foto 25: Muestra 3 de Carbón antracítico.

Resultado de las muestras después de mandarlas cortar en cubos de 10 cm de lado



Foto 26: Muestras cortadas en cubos 10 cm de lado

Se envió analizar las tres muestras al laboratorio de materiales de la Universidad Nacional de Cajamarca para encontrar el esfuerzo a la compresión y la densidad del carbón antracita.



Foto 27: Peso de la muestra 1,654 Kg



Foto 28: Medida con el vernier las dimensiones de la Muestra

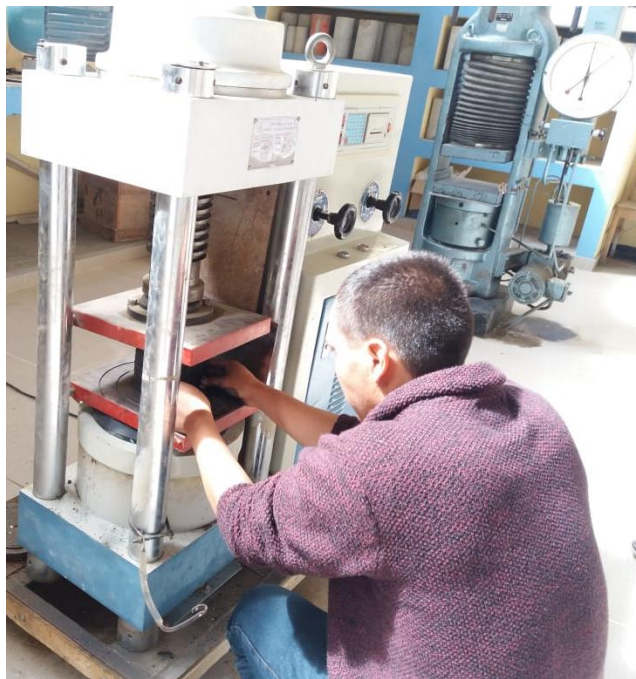


Foto 29: Colocación de la muestra en la máquina compresora



Foto 30: Dando inicio el rompimiento de la roca



Foto 31: Medida la fuerza aplicada sobre la muestra 91,64 KN

Anexo N° 2: Medidas del Ancho y Largo de los pilares reales de la mina Tuco

# de Pilar	Ancho del pilar (m)	Largo del pilar (m)	Altura del pilar (m)	Volumen total por pilar(Tn)
1	5.2	4.8	2	49.92
2	7.8	4.8	2	74.88
3	5	5	2	50
4	6	4	2	48
5	6	4	2	48
6	6	4	2	48
7	6	5	2	60
8	7.8	4	2	62.4
9	4.2	3.8	2	31.92
10	8	6	2	96
11	5.8	6	2	69.6
12	4.2	7	2	58.8
13	5.2	5	2	52
14	4	4.8	2	38.4
15	8.8	6	2	105.6
16	5.1	6.5	2	66.3
17	7.7	6.5	2	100.1
18	5	6.5	2	65
19	4.2	5	2	42
20	6.7	8	2	107.2
21	7.1	5	2	71
22	6.2	6	2	74.4
23	5	7.1	2	71

# de Pilar	Ancho del pilar (m)	Largo del pilar (m)	Altura del pilar (m)	Volumen total por pilar(Tn)
24	7.1	10	2	142
25	6.2	4	2	49.6
26	6	4	2	48
27	5.8	4	2	46.4
28	5	4.8	2	48
29	4	6	2	48
30	8	6	2	96
31	8.6	10	2	172
32	8	10	2	160
33	8.6	8	2	137.6
34	8	6	2	96
35	6	4.8	2	57.6
36	10.6	6	2	127.2
37	3.6	4.8	2	34.56
38	6	4.8	2	57.6
39	5	6	2	60
40	3.6	5	2	36
41	6	6.2	2	74.4
42	5	5	2	50
43	3.6	5.5	2	39.6
44	5	6	2	60
45	6	6	2	72
46	3.6	8	2	57.6
47	5	5	2	50
48	5	5	2	50
49	6	4.8	2	57.6
50	5.1	6.1	2	62.22
51	3.5	6.1	2	42.7
52	8	6	2	96
53	5	6	2	60
54	6	6	2	72

Anexo N° 3: Tabla de estudio de rentabilidad con el método de explotación propuesto.

# de Pilar	Ancho del pilar (m)	Largo del pilar (m)	Altura del pilar (m)	Volumen total por pilar(Tn)	Toneladas totales sin explotar
54	6.77	5	2	67.7	3655.8000
190	2.92	2.16	2	12.6144	2396.7360
				PRECIO	\$
				SOLES/Tn	
TONELADAS RECUPERADAS POR EL NUEVO MÉTODO				1259.0640	170 214041 64489.48

Anexo N° 4: Certificado de Análisis Físico Químico del Carbón.



Ensayos Físicos, Químicos y de Mecánica de Suelos,
Concreto y Pavimentos, Análisis Químicos de Minerales y Agua.
Estudio de: Mecánica de Suelos y Rocas, Concreto y Pavimentos.
Impacto Ambiental, Construcción de Edificios, Obras de Ingeniería Civil.
PROYECTOS – ASESORÍA Y CONSULTORÍA
RPM: *696826 CELULAR: 976026950 TELÉFONO: 364793


ANÁLISIS FÍSICO QUÍMICO DE UNA MUESTRA DE CARBÓN ANTRACITICO (MÉTODO CALCINACIÓN – GRAVIMÉTRICO)

SOLICITA : HANSHELO NELDO INFANTE ALTAMIRANO
PROCEDENCIA : BAMBAMARCA - TUCO
MUESTRA : 01
FECHA : 09/04/2019
ANALISIS : TESIS



ANÁLISIS

MUESTRA	HUMEDAD (%)	PORCENTAJE DE AZUFRE (%)	PODER CALORIFICO CAL/KG	PORCENTAJE DE CENIZAS (%)
CARBON ANTRACITICO	2,6	0.22	6,240	10,4

NOTA: La muestra fue alcanzada por el interesado a este laboratorio para su análisis respectivo.


Ing. MSc. Hugo Mosquera Estraver
JEFE DE LABORATORIO
CIP 27664

Anexo N° 5: Permiso para uso del laboratorio de Ensayo de materiales UNC.

**Universidad Nacional de Cajamarca**
FACULTAD DE INGENIERÍA
Laboratorio de Ensayo de Materiales


EL JEFE DE LABORATORIO DE ENSAYO DE MATERIALES DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA DE LA UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA, DEJA:

CONSTANCIA

Que el Sr. **HÁNSHELO NELDO INFANTE ALTAMIRANO**. Ex alumno de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Minas de la Universidad Nacional de Cajamarca; que ha realizado trabajos en el Laboratorio de Ensayo de Materiales “Mg. Ing. Carlos Esparza Díaz” de la Facultad de Ingeniería, Escuela Académico Profesional de Ingeniería Civil de la Universidad Nacional de Cajamarca, para la Tesis Titulada: “EVALUACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN LA EXTRACCIÓN DE CARBÓN DE PIEDRA EN LA MINA TUCO - BAMBAMARCA”. Dichos ensayos se realizaron el 16 abril de 2016 (rotura de tres probetas prismáticas de 10*10*10 cm, en dicha institución.

Se expide el presente, para fines que se estime conveniente.

Cajamarca, 24 de abril de 2019.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA

Ing. Mauro Concepción Vargas
JEFE DEL LABORATORIO ENSAYO DE MATERIALES