



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca

TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniera de Minas

AUTORAS:

Br. Olano Benzaquen, Loren Milagros (ORCID: 0000-0002-7086-5216)

Br. Piscoya Villegas, Rosa Lidia (ORCID: 0000-0003-4329-6350)

ASESOR:

Mg. Salazar Ipanaqué, Javier Ángel (ORCID: 0000-0002-7909-6433)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN

Evaluación de Yacimientos Minerales

CHICLAYO– PERÚ

2020

Dedicatoria:

Este trabajo de investigación lo dedico con mucho amor a mis padres (Walter y Nelva), abuelitos (José René y María Nora) y familiares que me apoyaron día a día para seguir a delante. Inculcándome valores y aliento durante mi etapa de formación profesional, por lo cual estoy muy agradecida.

Loren Milagros

Lo dedico con todo el amor que una hija les puede tener a sus padres, por ello se la dedico a ustedes quienes fueron mi fuerza y motivo de superación en ser una profesional, ya que fueron quienes creyeron en mi capacidad de cumplir mis metas, ya que desde un inicio me brindaron su apoyo incondicional, también a mis dos hermanos quiénes me brindaban su hombro cuando las cosas se ponían mal, este primer logro es para ustedes.

Rosa Lidia

Agradecimiento:

Agradezco a Dios por darme la oportunidad de encontrar a personas maravillosas una de ellas es la metodóloga Silvia Josefina Aguinaga Vásquez quien con su paciencia y amabilidad me condujo a llevar con responsabilidad el desarrollo de mi proyecto de investigación. También a la empresa Cia Minera Cleofe S.R.L. por brindar toda la información necesaria y las personas que aportaron para culminar este proyecto.

Loren Milagros

En especial a Dios, por su infinito amor y su bondad de permitirme deleitar a mi familia, quiénes me apoyan y aconsejan en las decisiones y proyectos que tenga en mente, agradecer a todos porque me ayudaron de una y otra manera a cumplir con el desarrollo del trabajo de investigación, gracias a cada uno de ustedes que creyó en mí, porque no los iba a defraudar. Gracias porque no dejaron que me quede por el camino, ya que no ha sido fácil estar en dónde hoy me encuentro cumpliendo el primero de muchos sueños, por ello mil gracias FAMILIA.

Rosa Lidia

Página del jurado

Declaratoria de autenticidad:

Yo, Olano Benzaquen Loren Milagros, identificado con el DNI N°71509649, de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, autor de la Tesis la cual lleva como título “Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca”, declaro lo siguiente:

El contenido de esta tesis es original, es el resultado de trabajo diario, no ha sido imitado, se usaron ideas, formulaciones, imágenes etc., propias del autor. Se ha empleado contenido importante el cual se ha extraído de libros e incluso de otros proyectos de tesis, los cuales han sido citados según los derechos del autor.

Considerando lo anterior soy responsable de que el hecho de no respetar los derechos de autor y el hacer copia, es objeto de sanciones universitarias y/o legales, por lo que tomo cualquier responsabilidad que pudiese haber con respecto a esta tesis.

De tal modo, me hago responsable ante la Universidad o terceros, de cualquier anomalía que pudiera ocasionar, por el incumplimiento de lo declarado.

Chiclayo, 12 de Diciembre del 2019



FIRMA

DNI: 71509649

Declaratoria de autenticidad:

Yo, Piscocya Villegas Rosa Lidia, identificado con el DNI N°73576620, de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, autor de la Tesis la cual lleva como título “Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca”, declaro lo siguiente:

El contenido de esta tesis es original, es el resultado de trabajo diario, no ha sido imitado, se usaron ideas, formulaciones, imágenes etc., propias del autor. Se ha empleado contenido importante el cual se ha extraído de libros e incluso de otros proyectos de tesis, los cuales han sido citados según los derechos del autor.

Considerando lo anterior soy responsable de que el hecho de no respetar los derechos de autor y el hacer copia, es objeto de sanciones universitarias y/o legales, por lo que tomo cualquier responsabilidad que pudiese haber con respecto a esta tesis.

De tal modo, me hago responsable ante la Universidad o terceros, de cualquier anomalía que pudiera ocasionar, por el incumplimiento de lo declarado.

Chiclayo, 12 de Diciembre del 2019



FIRMA

DNI: 73576620

Índice

Carátula.....	i
Dedicatoria:	ii
Agradecimiento:.....	iii
RESUMEN.....	xiv
ABSTRACT.....	xv
I. INTRODUCCIÓN:	16
1.1 Realidad Problemática:	16
II. MÉTODO.....	45
2.1 Tipo y Diseño de Investigación:.....	45
2.2 Operacionalización de variables:	45
2.2.1 Variable Dependiente:.....	45
El método de explotación.....	45
Cuadro de Operacionalización de variables	46
2.3 Población, muestra y muestreo:	48
2.3.1 Población (N):	48
2.3.2 Muestra (n):.....	48
2.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos, validez y confiabilidad:	48
2.4.1 Técnica documental:	48
2.4.2 Técnica de campo:.....	49
2.4.3 Entrevista:.....	50
2.5 Procedimiento:	50
2.5.1 Diagrama de procesos:	50
2.6 Método de Análisis de datos:	52
2.7 Aspectos Éticos:	53

III. Resultados:	55
3.1. Diagnóstico de la situación actual de las labores Séptima Maravilla II.	55
3.1.1. Costos de Operación en mina	56
3.1.2. Equipos de Protección Personal (EPP):.....	60
3.2: Caracterización de la zona de Estudio.....	74
3.2.1 Geología Regional: (Ver Anexo N° 7).....	82
3.2.2 Geología Local:	85
3.2.3 Hidrogeología:.....	85
3.2.4. Estudio Geomecánico:.....	86
3.3. Realización de la evaluación económica a través del VAN - TIR para medir rentabilidad.	91
3.3.1 VAN:	91
3.4 Determinación del método de extracción del mineral para la explotación de las labores Séptima Maravilla II.....	105
IV. DISCUSIÓN:	111
V. CONCLUSIONES:	115
VI. RECOMENDACIONES:	116
REFERENCIAS	117
ANEXOS:	124

Índice de tablas

Tabla 1: Grado de dureza de la roca – Ensayo de Índice de Resistencia de la roca.....	26
Tabla 2: Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial	28
Tabla 3: Coordenadas de la concesión Séptima Maravilla II.	40
Tabla 4: Tabla de Operacionalización de variables:.....	46
Tabla 5: Cuadro resumen del diagnóstico de las labores Séptima Maravilla II.	55
Tabla 6: Resumen de los datos basados en la guía de entrevista.....	55

Tabla 7: Costos de mano de obra.....	57
Tabla 8: Costos de Alimentación.....	58
Tabla 9: Costos de carretilla Buggy:	59
Tabla 10: Costo total de picota.	59
Tabla 11: Costo total de pala recta con mango.....	60
Tabla 12: Costo de otros equipos.	60
Tabla 13: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2015.....	61
Tabla 14: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2016.....	61
Tabla 15: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2017.....	62
Tabla 16: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2018.....	62
Tabla 17: Cuadro de la cantidad actual de equipos de protección personal.	63
Tabla 18: Cuadro de inversión del año 2015.....	63
Tabla 19: Cuadro de inversión del año 2016.....	64
Tabla 20: Cuadro de inversión del año 2017.....	64
Tabla 21: Cuadro de inversión del año 2018.....	65
Tabla 22: Cuadro de inversión del año 2019.....	65
Tabla 23: Cuadro de resumen de la inversión de los Equipos de Protección personal	66
Tabla 24: Costos de voladura de boca mina de la labor 1.	67
Tabla 25: Costos de voladura de boca mina de la labor 2.	68
Tabla 26: Ingresos de la producción de carbón del año 2015.	69
Tabla 27: Ingresos de la producción de carbón del año 2016.	69
Tabla 28: Ingresos de producción del carbón del año 2017.	70
Tabla 29: Ingresos de producción del carbón del año 2018	71
Tabla 30: Ingresos de producción del carbón del año 2019.	71
Tabla 31: Resumen de ingresos de la producción de carbón.....	72
Tabla 32: Tabla resumen de ingresos y egresos de los años estudiados.....	74
Tabla 33: Coordenadas de las labores de la concesión Séptima Maravilla II.	74
Tabla 34: Ficha del registro topográfico de la labor número 1.	75
Tabla 35: Cartilla topográfica de conversión para la labor N° 1.....	76
Tabla 36: Ficha del registro topográfico de la labor número 2.	78
Tabla 37: Cartilla topográfica de conversión para la labor N° 2.....	80

Tabla 38: Leyenda de la Litoestratigrafía del cuadrángulo Lonya Grande.	82
Tabla 39: Leyenda Hidrogeológico del Cuadrángulo de Lonya Grande (13g).	86
Tabla 40: Resumen del estudio Geomecánico RMR de la labor 1.	87
Tabla 41: Resumen del estudio geomecánico RMR de la labor 2.	89
Tabla 42: Resumen del estudio geomecánico GSI de las labores Séptima Maravilla II.	90
Tabla 43: Ajuste de reservas en la concesión Séptima Maravilla II.	91
Tabla 44: Reservas a utilizar en los 5 años proyectados:	92
Tabla 45: Cálculo de Vida útil de la concesión Séptima Maravilla II.	92
Tabla 46: Cálculo de producción en el año 2020.	92
Tabla 47: Cálculo de producción en el año 2021.	93
Tabla 48: Cálculo de producción en el año 2022.	94
Tabla 49: Cálculo de producción en el año 2023.	95
Tabla 50: Cálculo de producción en el año 2024.	96
Tabla 51: Resumen de producción del carbón durante los 5 años piloto	96
Tabla 52: Egresos de equipos de protección personal del año 2020.	97
Tabla 53: Egresos de equipos de protección personal del año 2021.	98
Tabla 54: Egresos de equipos de protección personal del año 2022.	98
Tabla 55: Egresos de equipos de protección personal del año 2023.	99
Tabla 56: Egresos de equipos de protección personal del año 2024	99
Tabla 57: Egresos de equipos en el año 2020.	100
Tabla 58: Egresos de equipos para el año 2021.	100
Tabla 59: Egresos de equipos para el año 2022.	101
Tabla 60: Egresos de equipos para el año 2023.	102
Tabla 61: Egresos de equipos para el año 2024.	102
Tabla 62: Egresos de costos por trabajador y alimentación los años proyectados	103
Tabla 63: Egresos de personal administrativo en los 5 años	103
Tabla 64: Resumen de los egresos en los 5 años	104
Tabla 65: Ingresos y egresos para la determinación del VAN	104
Tabla 66: VAN Y TIR	105
Tabla 67: Características de las labores Séptima Maravilla II.	106
Tabla 68: Resumen de los métodos de explotación subterránea según el ángulo de inclinación	

de los mantos.	107
Tabla 69: Características del método de explotación de cámaras y pilares de las labores estudiadas.	108
Tabla 70: Volumen del pilar.	110
Tabla 71: Volumen de la cámara.	110
Tabla 72: Porcentaje de recuperación.	110

Índice de Figuras

Figura 1: Origen del Carbón.	41
Figura 2: Organigrama de la Concesión Séptima Maravilla II.	42
Figura 3: Cálculo del número de taladros para apertura de bocamina de la labor N° 167	67
Figura 4: Cálculo del número de Taladros para apertura de bocamina de la labor N° 2.68	68
Figura 5: Plano topográfico de la labor N° 1 Séptima Maravilla II.77	77
Figura 6: Plano topográfico de la labor N° 2 Séptima Maravilla II.81	81
Figura 7: Método de explotación de Cámaras y Pilares en yacimientos de carbón.108	108
Figura 8: Cámaras y Pilares “Inclinados” – Extracción y arranque del mineral.109	109
Figura 9: Cámaras y Pilares vista en planta.110	110
Figura 10: Rugosidad del macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.175	175
Figura 11: Humedad en el macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.175	175
Figura 12: Presencia de óxidos en el macizo rocoso de las labores Séptima Maravilla II.176	176
Figura 13: Carretillas Buggy deterioradas.176	176
Figura 14: Zona de acopio del carbón antracítico.177	177
Figura 15: Relleno de las discontinuidades del macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.177	177
Figura 16: Levantamiento topográfico mediante la brújula colgante.178	178
Figura 17: Estudio geomecánico con la aplicación de las tablas RMR.178	178
Figura 18: Labor N° 01 de la concesión Séptima Maravilla II.179	179
Figura 19: Labor N° 02 de la concesión Séptima Maravilla II.179	179
Figura 20: Equipo Pico para el arranque del carbón.180	180
Figura 21: Acceso a la labor N° 1.180	180
Figura 22: Muestra de laboratorio en Mufla a 900° C.181	181

Figura 23: Muestra del carbón pasante malla #60.....	181
Figura 24: Muestra del carbón para realizar las pruebas de laboratorio.....	182
Figura 25: Cenizas del carbón luego de 750 ° C.....	182

Índice de Gráficos

Gráfico 1: Producción anual de carbón	73
Gráfico 2: Costo anual por tonelada del carbón.	73

Índice de Anexos

Anexo 1 : Matriz de Consistencia.....	125
Anexo 2: Validación de instrumentos de recolección de datos.	127
Anexo 3: Ubicación Geográfica del lugar de estudio.....	128
Anexo 4: Guía de observación	129
Anexo 5: Lista de verificación.....	130
Anexo 6: Entrevista al contratista: Señor Jaime Cubas Acuña.	131
Anexo 7: Mapa Geológico Regional de la zona de estudio.....	132
Anexo 8: Mapa Geológico Local de la zona de estudio.	133
Anexo 9: Mapa Hidrogeológico del cuadrángulo Lonya Grande.....	134
Anexo 10: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.....	135
Anexo 11: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.....	138
Anexo 12: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.....	141
Anexo 13: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.....	144
Anexo 14: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.....	147
Anexo 15: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.....	150
Anexo 16: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.....	153
Anexo 17: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.....	156
Anexo 18: Cálculo del VAN – TIR para medir rentabilidad económica	159
Anexo 19: Diseño de cámaras y pilares para las labores Séptima Maravilla II - Vista Planta.	160
Anexo 20: Cámaras y pilares vista perfil – planta.....	161

Anexo 21: Tablas del método de Nicholas (1981).	162
Anexo 22: Selección de la metodología de Hartman (1987).....	166
Anexo 23: Plan de contingencia en la desvalorización del carbón - (Tres escenarios).....	167
Anexo 24: Resultados de pruebas del carbón en porcentajes de laboratorio.....	170
Anexo 25: Cálculos para determinar el factor de seguridad.....	171
Anexo 26: Categorización de Reservas de la concesión Séptima Maravilla	171
Anexo 27: Permiso de la empresa Cia Minera Cleofé S.R.L.....	171

RESUMEN

Este trabajo de investigación tuvo como propósito realizar un estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca. Lo cual surgió al problema vinculado al método de explotación deficiente, con muestra: labores Séptima Maravilla II - 14 trabajadores; enfoque cuantitativo con diseño propositivo descriptivo. La recolección de datos se dio gracias a las técnicas: documental, campo y entrevista; instrumentos como la ficha de registro, cartas geológicas, mapa hidrogeológico, tabla geomecánicas (RMR), VAN – TIR, guía de observación y entrevista; y softwares: AutoCAD Civil 3D 2019, ArcGIS 10.4 y Cálculo de número de taladros V. 2.0. Esta metodología le da respaldo, sustento y seriedad respectiva. Finalmente, se obtuvo resultados del diagnóstico de tablas resumen de la cantidad de equipos de protección personal, arranque, extracción del mineral, producción y costos de operación reflejando una variación del total (equipos y costos) entre los años (2015 - 2019). La inclinación del manto (38° y 40°) respectivamente. La geología regional se ubica en el cuadrángulo Lonya Grande y local al grupo Goyllarizquisga con rocas lutitas carbonosas y depósitos de carbón antracítico; hidrogeología es alimentada por el Acuífero Poros No Consolidado Alta. Para la evaluación económica con tasa de interés 12% a través del VAN se obtuvo S/. 502,998.06 nuevos soles, con beneficio/costo de 1.2 y el TIR (393%). La determinación del método de explotación fue cámaras y pilares; donde fueron presentados por tablas, figuras y gráficos, con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis que al realizar el estudio técnico - económico se determinará el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II. Donde se concluyó, que el estudio técnico – económico y parámetros establecidos determina el método de explotación para así generar una mejora en la producción.

PALABRAS CLAVE: Método de explotación, Cámaras y pilares, Valor Actual Neto (VAN), Geología regional y local, Costos.

ABSTRACT

The purpose of this research work was to carry out a technical – economic study to determine the exploitation method in the Seventh Wonder II – Cia Minera Cleofe S.R.L – Chalamarca. Which arose to the problema linked to The deficient exploitation method, with sample: Seventh Wonder II - 14 workers; quantitative approach with descriptive purposeful design. The data collection was given thanks to the techniques: documentary, field and interview; instruments such as the registration form, geological charts, hydrogeological map, geomechanical table (RMR), VPN – IRR, guidance guide, observation and interview guide, and softwares Civil AutoCAD 3D 2019, ArcGIS 10.4 and Calculation of the Number of Holes V. 2.0. This methodology gives support, support and respective seriousness. Finally, results were obtained from the diagnosis of summary tables of the amount of personal protective equipment, start-up costs, mineral extraction, production and operation costs reflecting a variation of the total (equipment and costs) between the years (2015 – 2019). The inclination of the mantles is (38° and 40°) respectively. The regional geology is located in the quadrangle Lonya Grande (13-g) and the place belongs to the Goyllarizquisga (Ki-g) group with clay rocks, carbonaceous shales and anthracite carbón deposits; hydrogeology is fed by a High Unconsolidated Poros Aquifer. Fort he economic evaluation with an interest rate of 12% throught the VPN S/. 502,998.06 nuevos soles, with a benefit and cost of 1.2 and the IRR (393%). The determination of the method of exploitation was chambers and pillars; where they were presented by tables, figures and graphs, with their respective analyzes that contributed to verify the hypothesis that when performing the technical-economic study, the method of exploitation of the Seventh Wonder II work will be determined. Where it was concluded, that the technical - economic study and established parameters determines the method of exploitation in order to generate an improvement in production.

KEYWORDS: Exploitation Method, Chambers and pillars, Net Present Value (NPV), Regional and local geology, Costs.

I. INTRODUCCIÓN:

1.1 Realidad Problemática:

Desde hace muchos años se ha explotado los recursos minerales de la corteza terrestre de dos maneras, por un lado, de manera superficial y por otro subterránea. Con respecto a la minería subterránea, la que es realizada por debajo de la corteza terrestre; mediante galerías, cámaras, túneles, socavones, y otros métodos que son útiles para extraer el mineral de interés económico.

Por eso, toda empresa dentro de la industria minera, que se dedica a la extracción subterránea realiza series de procedimientos, siendo este método con alto nivel de riesgos, compleja, y genera gastos mayores a lo que sería en una superficial. Sin embargo, la explotación subterránea, se ha llevado con el pasar de los años de manera no adecuada generando así peligros, riesgos en sus trabajadores y la baja productividad. En este caso si hablamos de yacimiento de carbón, su explotación se ha tornado sumamente importante, no solo por la demanda que tiene directamente en el mercado sino también por encontrarse en la corteza. (Kerguelen, 2013)

En las labores Séptima Maravilla II ubicada en el distrito de Chalarmarca, provincia de Chota, departamento de Cajamarca; se desarrolla una actividad de explotación subterránea – artesanal, la cual ha sido explotada por dueños diferentes; en un inicio por los dueños del terreno y en la actualidad por los concesionarios del lugar mencionado. Y desde aquel entonces se extrae de manera no apta, en donde utilizan el pico y la pala para el arranque del carbón, llevándonos así a obtener nuestro problema de investigación: Método de explotación deficiente, la cual se produce por diversas causas: Escaso personal y maquinaria, Deficiencia de gestión del manejo del proyecto, Falta de ventilación, sostenimiento deficiente, presencia de agua Subterránea y bajos niveles de producción.

1.1.1 Nivel Nacional:

Una de las causas es el escaso personal y maquinarias, ya que no cuentan con un personal de trabajo especializado y equipos tecnológicos que aporten a la minería subterránea para

cumplir con los requerimientos necesarios que una empresa pueda tener. Se sabe que todo proyecto relacionado a la minería necesita tener los recursos necesarios para el funcionamiento correcto, por ejemplo, tecnología moderna y planificación de producción según su esquema de trabajo. (Cortéz, 2015); mostrándose en el lugar de estudio, que no cuenta con un número estándar de trabajadores y equipos modernos que sean idóneos para una adecuada explotación subterránea.

Así mismo, el factor deficiencia del manejo de gestión del proyecto explica que es una serie de procesos que engloba a obtener una clara eficiencia y eficacia empresarial, como por ejemplo costos, ingresos y egresos, personal, equipos tecnológicos, clima laboral, seguridad y salud ocupacional y medio ambiente, entre otros. (Carrión & Berasategui, 2010), demostrándose muchos de estos casos en las mineras subterráneas artesanales, que no llevan un buen manejo de proyectos llevándolos a no tener el punto de equilibrio técnico y económico.

Haciendo referencia a la falta de ventilación se debe a que por más controlada que se pueda tener una ventilación siempre habrá fuga de gases y la poca presencia de oxígeno, lo cual ocasiona accidentes y la baja en la explotación. Teniendo conocimiento sobre el tema de ventilación, consiste en brindar el aire correspondiente para así lograr una mejora en la condición laboral como también termo-ambiental para todo aquel que se encuentre dentro de las labores, minimizando el grado de gases contaminantes que son factores negativos para la salud. Sabiendo que en la explotación subterránea de carbón es necesario realizar dos galerías de ventilación de tal manera que debe ser bien ubicada evitando así derrumbes y obstrucciones lo cual ocasione contaminación con el polvo del carbón. (Castillo, 2017); teniendo como evidencia en la Mina San Cristóbal - Junín la cual requiere la implementación de la ventilación para prevenir y evitar accidentes; ya que las operaciones mineras son de gran avance producto a la velocidad de los equipos y requieren de una cierta cantidad de aire para el funcionamiento. Así mismo en la Mina Poracota, ubicado en el distrito Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa, se produjo un accidente, en donde la víctima inspeccionaba la chimenea con 18 m de altura acompañado del capataz de turno para establecer un plan de trabajo, pues no realizaron las acciones respectivas para realizar la labor

debido a que no ventilaron la chimenea. En ese momento el trabajador se desmayó por inhalar el gas contaminante. Inmediatamente el capataz al notar dicha tragedia subió al lugar ocasionándole también gaseamiento quedando inconsciente. Enseguida fueron trasladados por la unidad médica a una posta cercana donde se informó su deceso (OSINERGMIN, 2018).

Otra causa a detallar es el sostenimiento deficiente, aquella que ocasiona accidentes incapacitantes, fatales, baja recuperación del mineral produciendo así una mala explotación subterránea (Espinoza, 2011), evidenciándose en la mina Milpo en Cerro de Pasco, en el distrito de Yaruyascan, que sucedió una tragedia debido al sostenimiento inadecuado en el acceso nivel 1570 de la rampa de excavación, en la que el accidentado se encontraba realizando su labor de limpieza, luego de terminar lo que estaba realizando ingresó al Scooptram a limpiarlo, después el Jumbo procedió a perforar, es así que se realizaba la limpieza en el lugar de estudio dónde se realizó la perforación del taladro número dos, luego de ello se deslizó un banco cuyas dimensiones eran de 0.45 m x 0.45 m x 0.3 m del techo de la labor, ocasionando así el deceso del trabajador que laboraba en el lugar (OSINERGMIN, 2018).

Por otro lado, también se tiene la presencia de agua subterránea ocasionando accidentes y el retraso de la explotación del mineral, ya que circula a través de sus poros o grietas. El agua proviene de las cuencas produciendo goteo y humedad (Fernández & García, 2008), la cual se vio observada en el área carbonífera de Rabanal en donde se ubica a unos 30 Km al sudoeste de la ciudad de Tunja, en el departamento de Boyacá – Venezuela, siendo afectadas por las aguas subterráneas ocasionadas por los túneles que alcanzan trayectorias de varios kilómetros y profundidad de hasta 500 metros induciendo desprendimientos de rocas cuando realizan la actividad de explotación del material carbonífero. (Guerrero, 2009).

Y por último, los bajos niveles de producción, que consiste en el descenso de la producción del mineral, debido a muchos factores como por ejemplo un mal sostenimiento, ventilación entre otros, llevando así a un mal manejo y control del mineral ocasionando pérdidas de tiempo y dinero; mostrándose en Ancash, Arequipa y Cusco que la producción metálica

nacional, entre los años 2011 y 2015, específicamente el cobre llegó a ser explotado en un total de 1,235,345 y 1,700,814 toneladas métricas, lo cual se registró un crecimiento de 38% durante dicho periodo. Mostrándose en el reporte del Ministerio de Energía y Minas que en el mes de abril del año 2016, se produjo un crecimiento de cobre (51,7%) en la empresa minera Las Bambas. Pero el oro no mostró el mismo incremento en los años 2011 y 2015 teniendo así una disminución del 13% producto de las bajas leyes que mantenían algunas empresas como también la presencia de la minería ilegal (OSINERGMIN, 2016).

1.2 Trabajos Previos:

1.2.1 Nivel Internacional:

Como primer trabajo, en Boyacá – Colombia; DELGADO SUA, Elkin en el 2017 en la tesis cuyo título es “Diseño del método de explotación bajo tierra sobre plataforma de Software Surpac para la mina el Santuario Minas Paz del Río S.A” cuyo fin es comprobar las diferentes propiedades geo mecánicas preponderantes que mantiene el macizo rocoso, y sobre el mismo se programa la ejecución de la explotación y el cálculo de las condiciones geomecánicas generales sobre el cual se deduce que se instituyó las propiedades sobresalientes del macizo rocoso en la que se plantea realizar la explotación, ya que gracias al modelo de la plataforma software Surpac se identifica de manera sistematizada dichas propiedades teniendo así una idea de explotación que esté acorde y cumpla las necesidades. El método de las cámaras hace referencia que cada avance se debe diagnosticar constantemente las medidas del trabajo de los techos.

En Chile, RAMÍREZ ZAMORA, Rodrigo Andrés en el 2017 en la tesis titulada “Análisis Técnico-Económico de la explotación del yacimiento Amancaya”, cuyo objetivo fue prolongar la vida útil de la mina Guanaco mediante una evaluación técnico – económico, con lo que fue necesario utilizar recursos inferidos que permita definir el método de explotación adecuado que este acorde con las características del macizo rocoso del lugar de estudio. Así mismo estimaron costos de operación e inversión de capital lo que consintió tener una evaluación económica inicial del proyecto, concluyendo así que todo el estudio realizado dio a conocer una cifra de 5 años de aumento de vida útil, contribuyendo una planta hidrometalurgia que tengan los procesos de molienda, lixiviación por agitación, lavado

contracorrientes, Merrill Crowe y filtrado de relaves por su elevado contenido de plata. Ya que el proyecto cuenta con un valor neto de 56,8 millones de dólares y un descuento del 8%, y su tasa interna de retorno (TIR) de un 28%.

Así mismo en Chile, CAVIERES VÁSQUEZ, Fernando Felipe en el 2013 en la tesis con título “Modelo de habilitación de puntos de extracción de minas subterráneas en un sistema de optimización de planes mineros de largo plazo”, el cual consistió en determinar la cantidad óptima de puntos de extracción a habilitar en cada periodo del horizonte de evaluación y que decida cuanto mineral extraer de cada uno de ellos anualmente, con el fin de generar al mayor beneficio económico, deduce que los efectos arrojan que la guía de organización de área versátil es evidentemente competente de establecer la técnica de autorización económicamente más provechosa y que puede originar incrementos de ayudas para dentro del negocio, reflejando de manera clara cómo reducir los costos empleados en las labores mineras, de tal manera que la planificación determina la cantidad de mineral a extraer ahorrando bienes económicos de la empresa.

Otro trabajo de investigación realizado en Caracas-Venezuela ESCALANTE RUÍZ, Karla en el 2011 en la tesis titulada “Elaboración de una propuesta de explotación subterránea de carbón en la etapa de la Ingeniería Conceptual para la Concesión Cazadero 12, ubicada en el Municipio Lobatera en el estado Táchira” lo cual se plantea realizar la propuesta de minería subterránea para la Concesión Cazadero 12, concluyendo que se realizó la propuesta basada en sostenimiento ya que es de fundamental importancia en la explotación subterránea, donde se establecieron técnicas hidráulicas que resistirán las tensiones practicadas por el terreno, por otro lado la ventilación es brindada por el caudal del aire obligatorio para ser abastecido en las áreas de explotación y la tempera de confort de estas áreas, por otro lado se realizaron análisis de pH, de las aguas descendientes de los yacimientos, lo cual implementamos sistemas de drenaje para ser bombeadas y retiradas del socavón ya que dichas son provenientes de los frentes de explotación.

Un trabajo de investigación realizado en Vigo – España, TRIGUEROS TORNERO, Emilio en el 2006 cuyo título de dicho trabajo es “Parámetros de viabilidad para la explotación del

mármol y calizas marmóreas mediante métodos de explotación subterránea” cuya finalidad es desarrollar una metodología para el estudio de la viabilidad de los métodos de explotación subterránea, basándose en la descripción y desarrollo de herramientas para la aplicación, llevando así a la toma de decisión que permita la estimación y beneficio para explotar dicho yacimiento. En donde desarrollaron 14 estudios en diferentes canteras de diferentes lugares donde se realizó un síntesis geológico y geotécnico de cada capa en donde se determina la explotación: espesores, buzamientos, anchura de concesión, índice de calidad de roca y resistencia a compresión, permitiendo realizar la clasificación gracias al estudio geomecánico así mismo dimensiones de los huecos de explotación y el diseño de cámaras y pilares, todo este estudio se debe incorporar sostenimiento a cada avance realizado.

Para concretar los trabajos de investigación internacional, se tiene el trabajo de investigación realizados por varios especialistas de España, teniendo como titular a ARTEAGA RODRIGUEZ, Ricardo en el año 2005 en el Manual de evaluación técnico – económica de proyectos Mineros de Inversión, teniendo como fin dar conocimientos sobre la planificación que se necesita tener para realizar cualquier proceso minero, para así manejar los costos de manera correcta. Ya que de ello depende de que una empresa minera se maneje y se pueda obtener un punto de equilibrio financiero en la cual no se resalte los egresos, lo que se necesita es que los ingresos sean más productivos.

1.2.2 Nivel Nacional:

Un primer trabajo de investigación realizado en Abancay, los autores CHIRCCA MAÑUICO, Gricelda y SARAVIA CONTRERAS, Gilmer Iván en el 2017 en la tesis con título “Diseño y Planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción en el yacimiento Hullífero Alto Chicama – La Banda – Otuzco – La Libertad”, cuyo objetivo fue desarrollar el diseño y planeamiento de minado subterráneo del proyecto Alto Chicama a mediano plazo, sobre importantes áreas como lo son: ingeniería, geología y mina; deduciendo que para el desarrollo del diseño de minado subterráneo es mediante el método Nicholas basado en las características del yacimiento y el método de explotación se da por hundimiento de sub niveles para aumentar la elaboración de 550 Tm/ día a 800 Tm/día.

Además, se determinó el sostenimiento de mallas de 2" x 2" y pernos de anclaje en las galerías. Dicho fin es incrementar las reservas, productividad y la operatividad en la producción; la elección del plan de minado es debido a las alternativas, consideraciones, políticas, programas, para lograr así la meta y objetivos de la empresa.

En Puno, MEDINA AGUILAR, Víctor Hugo en el 2017 en la tesis titulada "Diseño de cámaras y pilares basados en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A" tiene como objetivo diseñar cámaras y pilares mediante las características existentes y recursos minerales; así mismo trabajar con el factor de seguridad por encima del valor mínimo aceptable 1.5 basado en el yacimiento, concluyendo que el diseño del método de cámaras y pilares tiene un dimensionamiento de 4.5 metros de ancho de la cámara y 2 metros de ancho del pilar, ya que mediante el análisis del macizo rocoso y muestras en el laboratorio de manera cuidadosa se obtuvo el factor de seguridad de 2.4; esto implica que brinda estabilidad al momento de realizar las labores subterráneas dando seguridad al trabajador, equipos, entre otros. Además, los pilares cuadrados tienen una resistencia de 4.78 MPa, siendo la resistencia y el esfuerzo inducido de la masa rocosa variables que influyen en la estabilidad.

Además existe otro trabajo de investigación elaborada en Puno del autor BAUTISTA CONDORI, Julio Saraeen en el 2017 cuyo título "Diseño y Planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata - Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C", con el fin de desarrollar un diseño y planeamiento del Proyecto Pablo a mediano plazo para el incremento de producción, por lo que deduce que para el diseño y planeamiento tener las tres áreas principales: Ingeniería, Geología y Mina, donde cada una acatan la conducta de las variables, sabiendo que al ser procesados accedieron una investigación conveniente y pertinente para tomar decisiones con relación a optimizar los procesos de trabajo, su tema de extracción, control y evaluaciones, para mejorar el nivel de producción diaria. Por ello un planeamiento es importante porque beneficia el control de las actividades realizadas a diario, cuyo fin es ayudar en la producción y el bien lucrativo para la sociedad y empresa. Los métodos de explotación aplicada son elegidos de acuerdo con las dimensiones, geometrías de las vetas y características

geomecánicas.

Mientras tanto en Lima, los autores CHÁVEZ ASENCIOS, Javier Jesús y VERA LÓPEZ, Luis Felipe en el 2017 en la tesis “Evaluación técnica – económica a nivel conceptual del proyecto Katerina”, cuyo fin fue evaluar sobre la visión del proyecto, concluyendo así una inversión total (CAPEX) y costos de operación (OPEX) en función de benchmarking de operaciones mineras y proyectos que tengan una función de producción a la que están ligadas. Para ello presentaron dos años de pre-inversión en donde realizaron compras de equipos, materiales e infraestructura minera. Todo ello permitió proponer un nuevo método de explotación lo cual fue el corte y relleno ascendente, permitiendo así hacer una comparación entre el método antiguo con el actual y reflejando las diferencias económicas de cada una de ellas. El cash cost del proyecto asciende a un 1.15 US\$/lb de Cu, siendo una evaluación afirmativa y desarrollable en los próximos años.

Del mismo modo en la ciudad en mención en la Tesis de VEGA CASTAÑAGA, Miguel Ángel en el 2014, cuyo título “Sistema de información para evaluaciones financieras y sensibilidad de proyectos de inversión minera en el Perú” en la cual indica que en el Perú los proyectos mineros mantienen un impacto en el ámbito económico, político y social dentro del país. Es por ello que hoy en día las empresas aseguran la inversión financiera y manejan planes o estrategias para que no suceda algún problema. Como se sabe que la industria minera es vista con aspiraciones de querer invertir por muchos empresarios.

Del mismo en la ciudad en mención, el autor QUISPE AGUILAR, Avelino en el 2013 en la tesis con título “Plan de minado subterráneo aplicado en la corporación minera Ananea S.A.” donde su objetivo fue incrementar la producción y productividad de la minera aurífera mediante un plan de minado y el método de explotación de sostenimiento natural de cámaras y pilares, lo cual infiere que para la selección de un método es necesario contar con las características espaciales de mineralización, condiciones geológicas e hidrológicas, geotécnicas, económicas, factores tecnológicos e impacto ambiental. Cámaras y pilares con circado es el método utilizado ya que consiste en llevar el manto o filón en la caja techo, este debe ser delgada con una potencia de 4 cm y en otras potencias 0.2, 0.5 y 0.7 cm, ya que

presenta una ley promedio de 25 gr/Tn; para el desarrollo del ciclo de minado se considera los siguientes operaciones: perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, carguío, transporte de desmonte y beneficio del mineral, pero para el mejoramiento de dichas es necesario el incremento en los costos de operación ya que eso afecta en la economía de la empresa. Asimismo, para realizar el plan de minado y el diseño de labores se debe tener en cuenta aspectos geológicos, geomecánicas y lo económico. Y para la producción es obligatorio contar con una información técnica de características geológicas de mantos, reservas mineras económicas, estructuras de vetas, roca encajonante, ley, costos y recursos de producción.

1.3 Teorías relacionadas al tema:

1.3.1 Ciencia:

a) Caracterización del yacimiento:

Carmona & Fernández (2014), indica que la caracterización comprende aspectos geológicos tanto como regional y local, dimensionamiento de las labores de explotación, cuyos datos ayudaran a tener una idea sobre la cantidad de mineral que pueda existir en el lugar de estudio, ya que hoy en día hay existen softwares que modelan un cuerpo mineralizado con la ayuda de puntos topográficos. Además, es un cuerpo con volumen delimitado en el subsuelo que está asociada a las propiedades como la porosidad y permeabilidad, litologías y características geológicas, los cuales son medibles y estables durando un largo periodo.

b) Levantamiento Topográfico:

Franquet & Querol (2012), hace referencia a la determinación de la configuración del terreno donde se examina cuidadosamente la superficie de estudio teniendo en cuenta las características físicas, geográficas y geológicas; como también en cómo se encuentra sobre la corteza terrestre, sacando los datos correspondientes para luego realizar los gráficos y el mapa del área a estudiar cuya grafía es dado por planos acotados mostrando la parte más alta del terreno utilizando líneas que unen los puntos en la misma cota (punto sobre el nivel del mar) que en algunos casos muestra aumentos pequeños al terreno por un margen de error de los instrumentos empleados.

Otra definición señala que es un conjunto de actividades realizadas en la zona de estudio cuyo fin es capturar datos importantes que permite fijar coordenadas rectangulares de los puntos del terreno, proceso que se da directamente o por cálculos; logrando así conocer el área, volúmenes y una representación gráfica. En síntesis, es un proceso que mide, calcula y dibuja un determinado lugar para tener una idea de cómo está constituida.

Hoy en día hay equipos que se usan para realizar levantamientos topográficos que reemplazan lo convencional con lo tecnológico, pero en el caso de este trabajo de investigación tomaremos como instrumentos a la brújula y el GPS, que nos brindaran datos específicos para el desarrollo del trabajo a realizar.

c) Geología:

Rivera (2011), define a la geología como ciencia que se encarga de estudiar la tierra y sus componentes que hay en ella, así como también manifestar los beneficios que podemos obtener gracias a los recursos que tiene un país, la geología también llamada como aplicada o económica, ya que su propósito primordial es la localización y explotación de los recursos minerales que existen en el lugar. Por lo tanto, se tiene como conocimiento sobre la geología regional y local haciendo un estudio específico sobre las litoestratigrafía en relación con el tectonismo, mineralización, petroquímico y análisis estructural del lugar de estudio para así brindar proyecciones futuras para la mejora en la explotación de minerales metálicos y no metales. Para dicho análisis es necesario contar con las cartas geológicas que ya están establecidas por códigos de cada departamento.

Así mismo, Fuentes (2008), explica que la geología engloba muchos apartados entre ellas la cartografía geológica (elaboración de un mapa geológico de la misma) incluyendo el levantamiento topográfico (conocer la sucesión de materiales estratigráficas presentes en la zona), estudios tectónicos (fallas, pliegues), estudio petrológico (identificación de las rocas existentes), hidrogeológico (presencia de agua).

d) Hidrogeología:

Padilla (2013), infiere que esta ciencia pertenece a la hidrología donde las aguas que están

almacenadas fluyen en el interior de la tierra, estudiando su inicio y el como sucede la formación de las aguas subterráneas, formas del yacimiento, interacción con suelos, rocas y propiedades.

e) Geomecánica:

Cook (2011), infiere que es el estudio en la cual se deforman los suelos y rocas. También se encarga de las características mecánicas de materiales geológicos que conforman rocas de formación así mismo relacionan la conducta de su formación bajo cambios de esfuerzo producto a las discontinuidades. Esta ciencia en minería va de la mano con la mecánica de rocas el cual estudia el comportamiento de las masas rocosas que se encuentran bajo acción de fuerzas causadas por fenómenos naturales o por el hombre.

Por otro lado, también es definida como la forma más significativa y confiable por conocer el comportamiento del macizo rocoso entre ellas la distribución litología, geomorfológicas, estudio hidrogeológicos, discontinuidades, sondeos y ensayos en laboratorio; lo que implica que exista una disminución de afectaciones de economía y seguridad al momento de realizar labores mineras; por ello se dice que la seguridad está unida a la geomecánica ya que reduce el número y frecuencia del desprendimiento de rocas, logrando así evitar y minimizar daños a los equipos y personal. Referente a economía, es dado por los gastos y sobrecostos que se generan cuando exista una paralización de labores.

e.1) Rock Mass Rating (RMR):

INGEOPRES (2014), explica que esta clasificación tiene como fin definir la calidad del macizo rocoso basándose en parámetros que están especificados en las siguientes tablas geomecánicas:

- Resistencia de la matriz rocosa: Parte de la roca que no presenta discontinuidades estructurales.

Tabla 1: *Grado de dureza de la roca – Ensayo de Índice de Resistencia de la roca*

GRADO	CLASIFICACIÓN	IDENTIFICACIÓN	RANGO APORX. DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (Mpa)
D - 0	Roca extremadamente débil	El espécimen es indentado por la uña del dedo pulgar	0.25 - 1.00
D - 1	Roca muy débil	Se desmorona con golpes firmes, con la punta del martillo de geólogo. Puede ser descascarillado con un cuchillo de bolsillo	1.0 - 5.0
D - 2	Roca débil	Se descascarilla con dificultad, con un cuchillo de bolsillo; indentado poco profundo con golpes firmes con la punta del martillo de geólogo.	5.0 - 25.0
D - 3	Roca moderadamente resistente	No se puede raspar descascarillar con un cuchillo de bolsillo. El espécimen puede fracturado con un solo golpe firme de martillo.	25.0 - 50.0
D - 4	Roca resistente	El espécimen requiere más de un golpe de martillo para ser fracturado	50.0 - 100.0
D - 5	Roca muy resistente	El espécimen es fracturado con muchos golpes de martillo	100.0 - 250.0
D - 6	Roca extremadamente resistente	El martillo produce solamente el descascarillado de la muestra. Sonido metálico al golpe.	> 250.0

Fuente: ISRM (1978)

Tabla 2: *Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial*

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	RESISTENCIA UNIAxIAL (Mpa)	ÍNDICE DE CARGA PUNTUAL (Mpa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita
R5	Muy resistente	100 - 250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, Gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras
R3	Moderadamente Resistente	25 - 50	1 - 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar	Arcillolita, Carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas

				la roca con un cortaplumas.	
R2	Débil	5 - 25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con unos cortaplumas, pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy débil	1 - 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada
R0	Extremadamente Débil	0.25 - 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar	Salbanda arcillosa dura.

Fuente: ISRM (1978)

- **Índice RQD:** Se considera para seleccionar el revestimiento de los túneles.

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Solo se emplea esta fórmula cuando no se ejecuta sondeos para su previo estudio.

J_v = Número de familias o discontinuidades.

- **Espaciamiento entre las discontinuidades:** Distancia medida entre los planos de discontinuidad de cada familia.
- **Estado de las discontinuidades:** Abarca parámetros de rugosidad, dureza de las caras de discontinuidad, relleno, rumbo y buzamiento.
- **Condición Hidrogeológicas:** Es aquel donde el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, usando criterios para su evaluación que se representa.
- **Orientación de las discontinuidades:** Se considera cuando es favorable o desfavorable la calidad del macizo rocoso.

Existe una formula en la cual se obtiene el valor de la calidad del macizo rocoso (RMR):

$$RMR = A + B + C + D + E + F$$

1.3.2 Teoría de la variable dependiente:

a) **Proceso de Extracción de Explotación Subterránea:**

Consejo de competencias mineras - CCM (2017), informan que la extracción subterránea se realiza bajo la corteza terrestre y combina distintas técnicas lo que ayuda a profundizar los avances, por ello que las principales operaciones dentro del proceso de extracción subterránea tienen relación con realizar perforaciones y voladuras para el avance en zonas de producción, sosteniendo y habilitando las labores con criterio de seguridad para controlar accidentes y así fin es la extracción del mineral desde el yacimiento.

Los procesos asociados son los siguientes: arranque, carga, extracción, ventilación, sostenimiento y drenaje; cada una de ellas cumplen una función primordial para la explotación en labores subterráneas, queriendo lograr una buena producción, aumentando

bienes sin generar daños.

b) Etapas de un proyecto minero:

Herrera (2008), dice que para elaborar un yacimiento no es nada fácil debido a que ocurre accidente al largo del proceso, las cuales deberían ser controladas, para ello es necesario regirse al orden de las etapas que demanda de capital, tiempo, humano; que hace posible la realización de cada una de ellas. Entre las etapas tenemos: prospección, exploración, evaluación del proyecto, desarrollo y construcción, producción o explotación y por último cierre.

Del mismo modo Escalante (2011), infiere que, para el inicio de un proyecto minero, primero debe pasar por la fase de comprobación de viabilidad, realizando estudios, investigaciones para tomar la decisión para la ejecución, se unen a este proceso tres aspectos que son lo técnico, económico y comercial, cuyo fin es evaluar la compactibilidad de los objetivos que persiguen el proyecto.

Cabe resaltar que para el desarrollo de nuestro trabajo de investigación solo se empleará la etapa de producción debido a que se va a proponer la mejora para la continuidad de la explotación subterránea en el yacimiento de carbón.

c) Método de Explotación Subterránea:

Saavedra (2011), explica que es una estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del modo técnico y económico más eficiente. Así mismo dice que existen variedades de métodos para este tipo de explotación, ya que previo a ello se deben respetar todas las labores ya previstas entre ellas accesos, preparaciones, ventilación, etc.

Existen diferentes métodos, pero solo nos basaremos en un tipo por el motivo de que en el lugar de estudio existe un método artesanal y es aquella que cumple con las condiciones.

d) Métodos de Explotación subterránea con sostenimiento natural:

Llanque, Navarro, Durant, Coíla, Calderón, Tapia y Camac (1999), definen a los métodos de

explotación subterránea con sostenimiento natural, aquellos que, por naturaleza del macizo roco de los yacimientos, se tiene a la roca encajonante y el tipo de mineralización, por ende se realiza arranques haciendo aberturas, que por el tipo de roca que se tiene se sostienen por sí mismos, y es por ellos que no se requiere la intervención de sostenimientos artificiales. También nos explican sobre las deferencias geomecánicas y las dimensiones que presenta el yacimiento. Se puede tomar en cuenta el método de Cámaras y Pilares.

d.1 Cámaras y Pilares:

SERNAOGEMIN (2016), define que la explotación de cámaras y pilares se aplica ampliamente, y es aquel método que se encuentra desarrollado gracias a que tiene un bajo costo en el mercado. Se sabe que el método años atrás se manejaba de manera irregular, dado que sus dimensiones y la distribución muchas veces se definían según la marcha de la explotación, dejando rastros de pilares respetando las características del yacimiento, un ejemplo de ello son las zonas que no tienen interés económico (baja ley), etc.

Por otro lado, Vega, Condori y Flores (2014), explica que el método room and pillar también llamado o conocido como caserones y pilares, se da cuando se excava dentro del yacimiento gran parte del mineral, dejando a los costados tipos columnas que luego lo tomaran como soporte del techo. En dónde el mineral cuando cae, se ajusta las dimensiones de cámaras y los pilares teniendo en cuenta las propiedades de resistencia y su presión.

Cuadro Resumen del método de Cámaras y Pilares.

Geometría del Yacimiento	Aceptable	Óptimo
Potencia	➤ 1 metro	➤ 3 metros
Buzamiento	< 30°	Horizontal
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Aspectos Geotécnicos		
Resistencia (Techo)	➤ 300 k/cm ²	➤ 500 k/cm ²
Resistencia (Mena)	s/profundidad	➤ 500 k/cm ²

Fracturación (Techo)	Baja	Muy Baja
Campo Tensional in situ (profundidad)	< 1000 metros	< 600 metros
Comportamiento Tenso - Deformación	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos		
Valor Unitario de la Mena	Bajo	NA
Productividad y Ritmo de Explotación	Alto	NA

Fuente: GEOCATMIN (2017)

e) Métodos de Explotación subterránea con sostenimiento artificial:

e.1 Minado con Cuadros de Madera:

Llamada también como “square set”, cumplen la función de entibar bloques del macizo rocoso. Este minado está compuesto por dos maderas de forma vertical y horizontal, que al ser colocados forman un ángulo recto (90°). Por lo que su estructura está conformada por los sombreros que son maderas horizontales lo cual es puesta de manera perpendicular al frente; mientras los postes son maderas verticales que sujeta al sombrero y soportan al macizo rocoso. Además, la secuencia para la colocación de la madera es sucesiva de tal manera que forma una estructura celular. Hoy en día es un método de explotación poco utilizado debido a su alto costo, pero su ventaja es que puede ser aplicado a un yacimiento con diferente orientación y requiere de mano de obra para la colocación de los cuadros y generar la estabilidad para el desarrollo de las faenas mineras.

f) Métodos de Explotación subterránea con minado por hundimiento:

Está basado por el fracturamiento de las rocas, igualmente la caja circundante está puesto a condiciones bajas pero controladas, por lo que el mineral roto rellena los espacios vacíos causando desprendimientos del macizo rocoso y esto provoca paradas en las labores mineras.

f.1 Hundimiento por Bloques:

Es conocido como “block caving”, en la que el material de interés es fracturado por las fuerzas mecánicas in situ. Existen algunos casos que se requiere el uso de la perforación y voladura para apertura de los bloques. En el transporte del mineral se implementa conos y tolvas por los piques en donde se envían desde la parte superior hasta la inferior, los cuales son recibidos por los vagones o equipos cargadores en pequeña escala. Solo se aplica este tipo de método en yacimientos de leyes bajas con características geomecánicas que estén acorde para el hundimiento, además deben contar con gran potencia y extensión. Cabe resaltar que este método es cómodo ya que el costo de arranque y sostenimiento son bajos a comparación de otros métodos. Solo se hace hincapié a la existencia de agua por lo que es un impedimento para el desarrollo de este.

g) Selección del método de minado subterráneo:

- **Metodología de Nicholas (1981):**

El autor mencionado determina factibilidad el método por valorización numérica, en la que se rige a parámetros mediante tablas como la geometría y la distribución de leyes, características mecánicas (caja techo y piso).

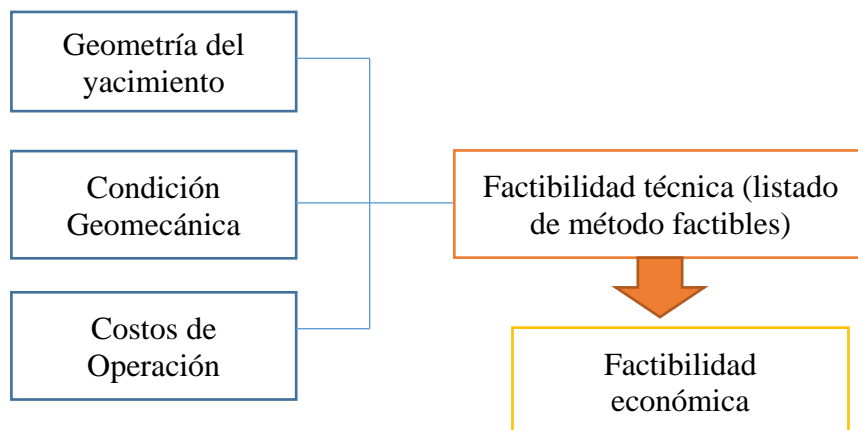


Figura 1: Parámetros del método de Nicholas (1981)

Fuente: Nicholas (1981).

Los valores 3 o 4 son preferibles para el método de extracción; 1 o 2 indica que son probablemente adecuado; 0 no es adecuada para el método de explotación. Y por último el valor -49 muestra eliminación totalmente del método. **(Ver Anexo N° 21)**

- **Metodología de Hartman (1987):**

Hartman desarrolló esta clasificación debido a parámetros como la geometría y condiciones del depósito mineral. Siendo un método cualitativo, en la que incluye minados subterráneos, tajo abierto, de carbón y en clase de roca dura. **(Ver Anexo N° 22)**

h) Criterios y Orientación para la selección del método:

Hartman (1987) plantea unos criterios y subcriterios para la selección del método adecuado: Un primer criterio habla sobre las características espaciales del depósito, donde se determina si el método a cielo abierto o subterráneo, tasa de producción, manejo de materia y diseño de la mina en el depósito.

El segundo criterio son las condiciones geológicas e hidrogeológicas y propiedades geotécnicas (mecánica de rocas y suelos), lo cual las características geológicas del depósito mineral y de los materiales adyacentes al depósito influyen para la excavación en el subsuelo, lo hidrogeológico afecta el drenaje y bombeo, mientras las propiedades mecánicas de los materiales comprimen el depósito y la roca in situ, siendo claves para la selección de los equipos a utilizar, dichos estudios se deben realizar por las tablas geomecánicas (RMR- Rock Mass Rating).

Un tercer criterio son las consideraciones económicas, donde se determina el éxito de la empresa minera, factores que afectan a la salida de material, inversión, flujo de caja, periodo de inversión y beneficio. Y por último consideraciones ambientales, sociales y políticas.

i) Parámetros Geológicos:

Se refiere a datos imprescindible que se deben registrar para lograr un buen estudio, en este caso se debe conocer su litología, discontinuidades, zonas inestables, presencia de agua y estructura general del macizo rocoso. Cabe destacar que el estudio geomecánico también es

un parámetro importante que evalúa y detalla la caracterización del yacimiento.

Escalante (2011), consta en la evaluación de los recursos y reservas, facilitando información sobre el tipo de roca, zonas de discontinuidades, zonas de alteración, estructuras principales, dicha información debe estar plasmada en planos geológicos y secciones a escala para ser interpretados y visualizados sin ninguna complicación.

j) Arranque:

Proceso que consiste en separar y arrancar el mineral o rocas de la corteza terrestre, además es un proceso principal que genera producción en labores mineras. Para realizar el primer arranque en algunas oportunidades es necesario utilizar explosivos en orificios cilíndricos perforados en el macizo rocoso y en otras solo se emplea una excavadora que arranca el frente para el inicio de los procesos de una explotación.

k) Carga:

Tiene como objetivo despejar el material tronado a un lugar de almacenamiento, así mismo, prepara el área de trabajo para certificar que sea un ambiente idóneo para realizar labores subterráneas.

l) Extracción:

Es la combinación de los procesos de arranque y carga, cuyo fin es fragmentar las rocas para obtener una granulometría adecuada lo cual facilita el transporte.

m) Ventilación:

Escalante (2011), la ventilación en una mina es fundamental para trabajos mineros, en donde el aire debe presentar estándares de salud aceptable. Ya que la atmosfera en algunas ocasiones está contaminada por gases, polvo y humos producto de la tronadura. Para sustituir estos actos se necesita contar con ventilación natural que desplaza el aire a lo largo de las galerías y frentes de trabajo y de manera mecanizada con ventiladores de alta capacidad entre ellas compresoras, mangas, etc. El INGEMENT (2011), afirma que es necesario recordar que el ser humano necesita del aire que mantenga calidad es decir un aire limpio, para así mantener

una vida saludable, y es por ello por lo que en minería subterránea es necesario contar con una buena ventilación ya que, si el ser humano mantiene más de 3 minutos sin éste, puede ocasionales graves daños como la muerte, ya que dentro del yacimiento existen equipos pesados los cuales eliminan gases.

n) Sostenimiento:

Escalante (2017), sustenta que, en toda explotación subterránea en minería, el sostenimiento que se necesita tener en las labores es un trabajo adicional que requiere de mucha inversión la cual hace que se paralice un poco el avance y la producción, pero también se recalca que es un proceso muy importante para proteger al personal de trabajo y maquinaria de accidentes. Así como se sabe que el sostenimiento en la minería subterránea es importante en las labores dentro del trabajo para la disminución de accidentes, también se sabe que la naturaleza en el trabajo que se realiza en el socavón de la mina se encuentran espacios que se concentran vacíos producto a que la roca por diversas fuentes mantiene una rotura dentro de ella o también ocasionado por el mineral que se extrae, y para que se pueda mantener una labor segura se realiza el sostenimiento para así emparejar fuerzas acudiendo a fortalecer el terreno por medio de cuadros de madera, mallas electrosoldadas, cimbras, pernos de anclaje, entre otros métodos. Para el sostenimiento en minería subterránea existe una selección que tiene que ver con el refuerzo y el soporte.

p) Drenaje:

INGEMMET (2015), un drenaje tiene como objetivo proporcionar una recogida, transporte y vertido de aguas que escurren, cuyo fin es garantizar la integridad de los terrenos. La presencia de agua es debido a las fisuras en las rocas, fallas que son provenientes de las cuencas de los cerros. Para el diseño de un sistema de drenaje se realiza investigaciones climatológicas, hidrológicas, geológicas e hidrogeológicas, que aporten información de las características del terreno a drenar, con el objetivo que resulten eficientes o insuficientes. Tratándose de la definición de otro autor tenemos a Araya (2015), mantiene que es importante en que las aguas que se encuentran dentro del trabajo o la labor deben de tener un bombeo para que no se vea afectado ya que al estar el agua pro-charcos dificulta el trabajo para los obreros que transitan en el socavón, así como también contaminación para el mineral

existente.

1.3.3 Teoría de la variable independiente:

a) Obreros:

Son personas que se encargan de trabajos mineros en las diversas áreas donde día a día se enfrentan a diversas circunstancias, ya que unos laborean en entornos sin ventilación o luz natural lo cual en ciertos casos provocan accidentes, es por ello que ya las empresas mineras ya velan por la seguridad de dichos.

b) Maquinarias y equipos:

Mendoza (2015). Las maquinarias son dispositivos formados por piezas que al unirlos cumplen una función importante en la actividad minera ya que ayuda en la mano de obra de las personas.

En la actualidad existen máquinas que se utilizan no solo para el transporte de mineral sino también para introducir los explosivos con un brazo longitudinal lo cual hace posible que la explosión sea más precisa. Sabiendo que las innovaciones tecnológicas apuntan a temas mineros por costos en operación y las diversas etapas que están asociadas a ellas. Si se habla de equipos son aquellas que destacan por su sistema y para la selección de la cantidad necesaria se tiene en cuenta los niveles de producción, combinación en el ciclo operacional, rendimiento, costos (inversión y mantenimiento), estudios geomecánicos, geológicos, anchos de la galería, vías de acceso y galerías y por último la ergonomía.

c) Costos:

Salvatierra (2018), define que es la medida monetaria de los recursos que son utilizables en una empresa con el fin de obtener el bien, sin embargo, se recomienda realizar una estimación de recursos y así analizar técnicamente y económicamente con un valor monetario real para luego dar inicio al proyecto. También ayudan a la planificación del futuro en la organización, permiten lograr una ventaja competitiva e incentivan en la productividad de toda empresa.

d) Inversión:

El diccionario de economía define que es una cierta cantidad de dinero que genera ganancias gracias al aprovechamiento del trabajo ajeno en un largo plazo.

e) Costo de Operación:

Huaypar & Medina (2010). Se entiende a los gastos que se pueda realizar dentro de un proyecto o empresa minera. Es por ello que los costos de operaciones mineras ya sean de manera informal, pequeñas minas de oro, y artesanal se determina en explotación de una tradicional que corresponde a la minería subterránea.

f) Costo de mano de obra:

Castillo (2000). La minería surge en una etapa que realiza una cadena con el fin de extraer el mineral que se obtenga del yacimiento. Toda la operación distribuida por diferentes procesos se necesita de los costos de manos de Obra. Y es ahí donde se tendrán de manera mensual el nombre que pueda tener o el no.

g) Costo de maquinarias y equipos:

Entre ellos tenemos el costo de operación: Mantenimiento y reparaciones, Combustibles, Lubricantes, Filtros, Neumáticos u orugas y Herramientas de corte.

Al hablar sobre los costos de los elementos mencionados se varía según el tipo, modelo y la capacidad que pueda tener la maquinaria o equipo en el proyecto minero.

$$COSTO\ TOTAL = COSTO\ DE\ POSESION + COSTO\ DE\ OPERACION$$

h) Gastos de mantenimiento:

Respecto a esta sección se considera el costo que se tiene o se debe mantener para que las maquinarias se encuentren en buen estado, ya que para eso se necesita mano de obra de mantenimiento, repuestos, etc.

Se tiene como referencia los siguientes trabajos:

Trabajo duro : 80 a 100%

Trabajo normal: 70 a 90%

Trabajo Suave : 50 a 80%

i) Costo de equipos de protección:

Caycho (2014), menciona que todo proyecto minero ya sea grande o pequeño, debe de cumplir con los estándares de seguridad, y es por ellos que se necesita tener los implementos necesarios para evitar posibles lesiones. Como se sabe que los equipos de protección personal son importantes debido a la estrategia que se pueda tener en el control de riesgo. Y debido a eso se generan los costos al momento de realizar las compras necesarias, como también dar su mantenimiento si lo requiere.

1.3.4 Aspectos Generales:

a) Ubicación:

La concesión Séptima Maravilla II se encuentra situado en el distrito de Chalamarca, provincia de Chota, departamento de Cajamarca (**Ver Anexo N° 3**). Así mismo se encuentra en la zona UTM 17M, cuyas coordenadas WGS84 son:

Tabla 3: *Coordenadas de la concesión Séptima Maravilla II.*

NORTE	ESTE
9284637.22	778743.66
9282637.23	778743.66
9282637.22	777743.67
9284637.21	777743.67

Fuente: Elaboración Propia

Lo cual se ve reflejado en el plano catastral, en la cuadrícula número 5. Lo cual fue concesionada desde el 3 de enero del 2015 hasta la actualidad con un territorio de 200 hectáreas.

b) Tipo de material: Carbón Antracítico:

Material que contiene una gran concentración de carbono en un 95% haciendo que sea muy duro, denso y de color negro brillante, ya que tiene un bajo contenido de cenizas (7% a 12%) y azufre (0.6% a 1.2%). Se localizan en mantos cuyos cuerpos son horizontales o inclinados, situados en cuencas antiguas, en donde los mantos son muy profundos y alcanzan hasta 1200 metros, y sus espesores miden 3 metros. Para formarse necesitan una mayor presión en donde afecta a sus propiedades físicas (dureza, resistencia, anisotropía y porosidad) y el incremento de temperatura perturba a la composición química lo cual genera el aumento del carbón y reduce oxígeno e hidrógeno. Cuyo uso se da a industrias, fundiciones ferrosas y no ferrosas, filtros para agua, también son adaptables para saunas, piscinas cálidas, baños turcos, calefacción porque no provoca humo ya que quema muy despacio y eso produce poco polvo.

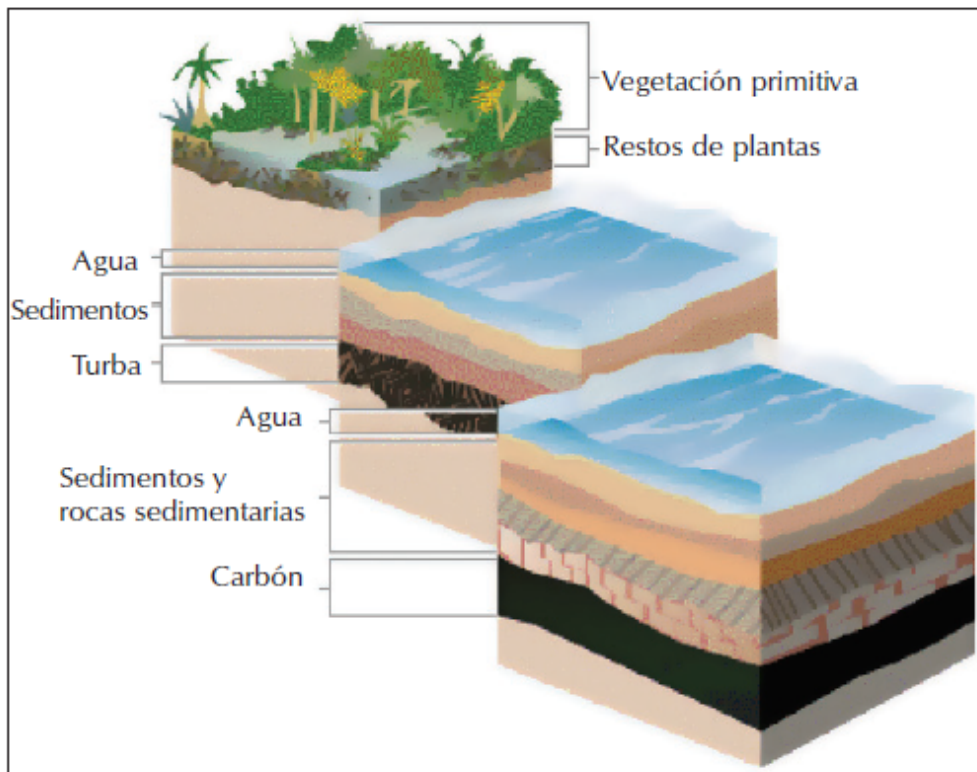


Figura 2: Origen del Carbón

Fuente: Huamán (2010, pág. 10)

c) Tipo de proceso minero del lugar de estudio:

En las labores Séptima Maravilla II se ejecuta el proceso de extracción de minería subterránea

artesanal, lo que indica que es ejecutada sin ninguna asesoría técnica. Por ejemplo, el proceso de arranque y carga se da manera inadecuada porque solo utilizan la pala, pico, carretilla buggy, combo, barretilla y en algunas ocasiones emplean martillo neumático que sirve para apertura de bocaminas que son equipos manuales que los trabajadores emplean para la extracción del mineral. Además, el lugar de estudio no presenta escenarios idóneos, como una ventilación controlada porque no presenta oxígeno necesario para los trabajadores al momento de realizar sus labores, también el sostenimiento es deficiente ya que no hay una secuencia correlativa para soportar el techo de la labor, y para terminar las aguas de origen freático generan derrumbes ya que no son bombeadas y eso ocasiona acumulación de agua en el lugar de estudio.

Para la carga utilizan carretillas que sirve de medio de transporte para llevar el mineral a la parte superior.

En el Organigrama está conformada por los siguientes:

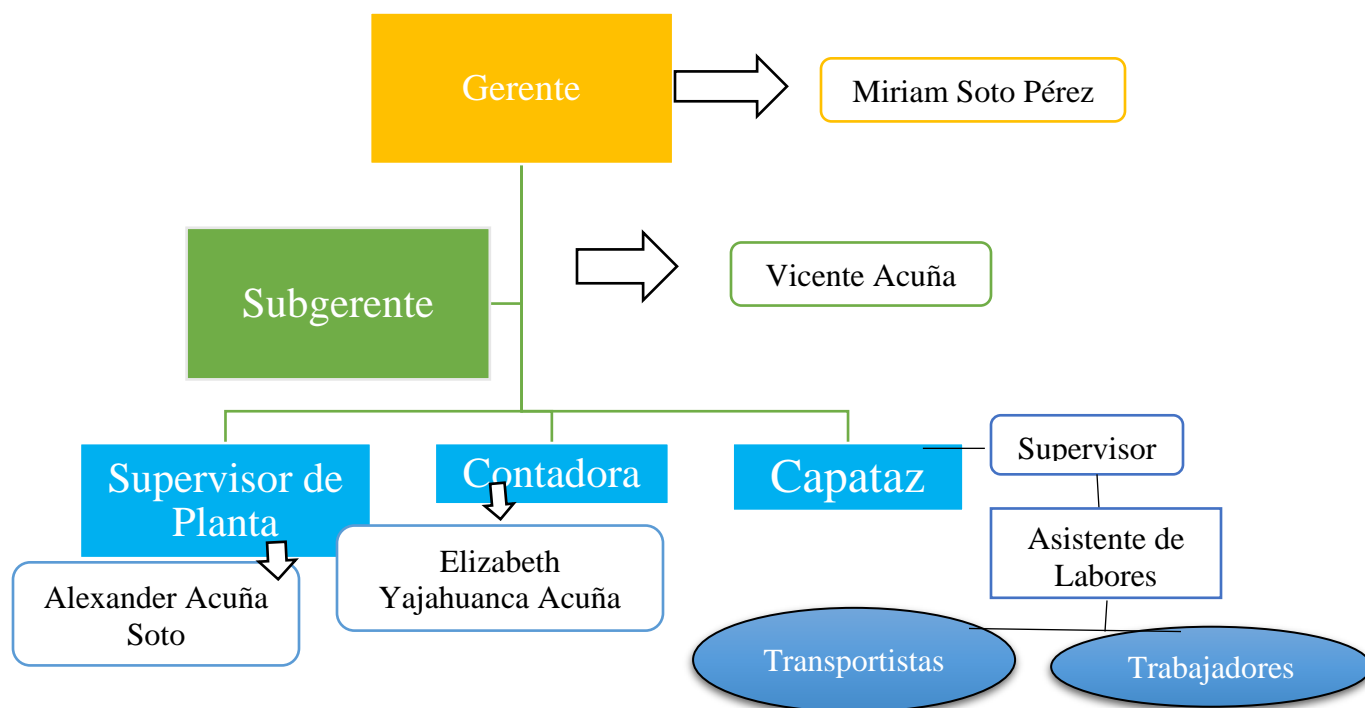


Figura 3: Organigrama de la Concesión Séptima Maravilla II.

Fuente: Elaboración propia.

1.4 Formulación del Problema:

¿Cómo se puede determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca?

1.5 Justificación:

Los **motivos** que promueven la elaboración del presente trabajo de investigación son de carácter técnico y teórico, es técnico ya que resolverá el problema encontrado en las labores Séptima Maravilla II mediante estudios geomecánicos, geológicos, hidrogeológicos en un tiempo determinado, cuyos datos fueron recolectados gracias a los instrumentos de la presente investigación. El carácter teórico, es porque nos basaremos en argumentaciones convenientes de que el estudio es útil gracias a las teorías internacionales, nacionales y locales, dando así ideas, conclusiones y recomendaciones encontradas en tesis, revistas, libros ente otros, así mismo de asesoramientos de ingenieros aportando ideas para llegar a una conclusión positiva para el desarrollo. Por otro lado, lo personal se da gracias al interés propio por parte de las investigadoras para dar solución, aportes e ideas que ayudará a eliminar el problema planteado y así dar beneficios tanto lucrativos como sociales.

La **importancia** que tiene el presente trabajo de investigación es que nos orienta al estudio técnico – económico para determinar el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II, para así tener una mejor visión de cómo se manejaba el yacimiento años atrás con respecto a la actualidad, llevándolo al progreso la explotación subterránea, para ello se diagnosticará la situación actual de las labores Séptima Maravilla II, también se caracterizará la zonas de explotación, y por último se determinará el método de extracción adecuada del mineral para la explotación en la zona de estudio.

1.6 Hipótesis:

Si se realiza el estudio técnico- económico se determinará el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca.

1.7 Objetivos:

1.7.1 General:

- Realizar un estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca.

1.7.2 Específicos:

- Diagnosticar la situación actual de las labores Séptima Maravilla II.
- Caracterizar las zonas de explotación.
- Realizar la evaluación económica a través del VAN - TIR para medir rentabilidad.
- Determinar el método de extracción del mineral para la explotación de las labores Séptima Maravilla II.

II. MÉTODO

2.1 Tipo y Diseño de Investigación:

Éste trabajo de investigación según los objetivos y las características dadas responden al tipo de investigación de enfoque cuantitativo con el diseño de investigación descriptivo propositivo.

Hernández; Fernández y Batista (2015); indica que los objetivos siempre están orientados en describir y las manifestaciones de las variables para luego poder generar alguna propuesta o dar una alternativa de mejora al problema en mención.

2.2 Operacionalización de variables:

2.2.1 Variable Dependiente:

El método de explotación

Procesos cuyo fin es extraer el mineral que se encuentra debajo de la superficie basándose en técnicas como arranque, carga, extracción, ventilación, drenaje y sostenimiento que se deben seguir correctamente.

2.2.2 Variable Independiente:

Estudio técnico – económico

Hace referencia a la viabilidad de un proyecto en el mercado donde se identifica aspectos técnicos que son recursos necesarios como herramientas, conocimientos, habilidades de vital importancia para dicho proceso y lo económico va asociado a todos los costos que se genere en el desarrollo y se involucra en la realización de este. Por ello se determina todos los recursos e insumos que se pueda utilizar para la elaboración del presupuesto de obra.

Cuadro de Operacionalización de variables

Tabla 4: *Tabla de Operacionalización de variables:*

	DEPENDIENTE	DIMENSIÓN	INDICADORES	TÉCNICAS	INSTRUMENTOS
VARIABLE	DETERMINAR EL MÉTODO EXPLOTACIÓN	PROCESOS PARA LA EXPLOTACIÓN	ARRANQUE		LISTA DE VERIFICACIÓN
			CARGA		
			EXTRACCIÓN		
			VENTILACIÓN		
			SOSTENIMIENTO		
		DRENAJE			
		MÉTODOS PARA LA EXPLOTACIÓN	CAMARAS Y PILARES	DOCUMENTAL	
	CHIMENEAS				
	INDEPENDIENTE	DIAGNÓSTICO	CARACTERIZACIÓN DE LA ZONA EN ESTUDIO	CAMPO	GUÍA DE OBSERVACIÓN
			LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO		FICHA DE REGISTRO
			GEOLOGÍA REGIONAL	DOCUMENTAL	CARTAS GEOLÓGICAS
			GEOLOGÍA LOCAL		MAPA HIDROGEOLÓGICO
			HIDROGEOLOGÍA		TABLAS GEOMECÁNICAS
			GEOMECÁNICAS	CAMPO	GUÍA DE OBSERVACIÓN
			ESTIMACIÓN DE RESERVAS		
	ESTUDIO TÉCNICO - ECONÓMICO	COSTOS	CAPITAL	DOCUMENTAL - ENTREVISTA	VAN - TIR / GUÍA DE ENTREVISTA
			COSTO OPERACIÓN		
			COSTO DE MANO DE OBRA		
COSTO DE MAQUINARIAS Y EQUIPOS					
COSTOS DE EQUIPOS DE PROTECCIÓN					
RECURSOS		OBREROS	ENTREVISTA	GUÍA DE ENTREVISTA	
MAQUINARIAS Y EQUIPOS					

2.3 Población, muestra y muestreo:

2.3.1 Población (N):

Estuvo conformada por todas las concesiones de la empresa Cia Minera Cleofe S.R.L, dicha empresa está ubicada en el distrito de Bambamarca, provincia de Hualgayoc, departamento de Cajamarca.

2.3.2 Muestra (n):

Se seleccionó a las labores de labores de la concesión Séptima Maravilla II conformada por 14 los trabajadores que realizan las operaciones y el tipo de muestreo no probalístico por conveniencia, empleando criterios de inclusión y exclusión.

Criterios de Inclusión:

- Dos labores de la concesión Séptima Maravilla II.
- Trabajadores de la concesión Séptima Maravilla II.
- Zona de baja producción.
- Zona en que se emplea método artesanal.

Criterios de Exclusión:

- Trabajadores de la concesión Séptima Maravilla I.
- Zona de alta producción.

2.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos, validez y confiabilidad:

Para el siguiente trabajo de investigación se basó en la toma de datos, utilizando técnicas documentales y de campo.

2.4.1 Técnica documental:

Maya (2014), consistió en identificar y analizar la información recogida. Dicha información se encuentra en trabajos escritos, gráficos, visuales o audibles. Esto permitió la redacción del marco teórico. De tal manera que la composición del trabajo de investigación se empleó el citado de parafraseo lo cual identificará a los diferentes autores

que abalan la teoría con la evidencia. Las fuentes serán de tipo bibliográfico, tesis, boletines, revistas y libros que se encuentran disponibles en los sitios web. Recomienda al instrumento de tablas geomecánicas RMR, Cartas geológicas y la Lista de verificación.

a) Tabla geomecánica RMR: Se empleó para el estudio geomecánico del macizo rocoso existente en las labores Séptima Maravilla II, en donde se obtuvo la resistencia de la roca intacta, RQD, espaciamiento entre las discontinuidades, estado de las discontinuidades y la presencia de agua. **(Ver Anexo N° 10 – 17)**

b) Cartas geológicas: Ayudó a describir de manera detallada las características de las rocas y origen de los suelos en donde su contenido abarca la litología, estructura, suelos y minerales, abarcando grupo de mapas sobre la geología regional y local.

c) Mapa hidrogeológico: Instrumento que ayudó a la interpretación del recurso hídrico subterráneo.

d) Lista de verificación: Esta herramienta permitió conocer que método es factible para realizar la explotación subterránea de sostenimiento natural.

e) VAR - TIR: Valor Actual Neto (VAR) se refiere a una medida de rentabilidad total de proyectos descontando el capital inicial, mientras la tasa interna de retorno (TIR) fue un indicador de la rentabilidad de un proyecto ya que depende de ello para tomar decisiones de inversiones. Lo cual se utilizó para el indicador de costos. **(Ver Anexo N° 18)**

2.4.2 Técnica de campo:

Medina (2013), técnica que sirvió para relacionarse con el objeto de estudio y así construir la realidad estudiada, además de la recolección de información y datos que existe, por lo que se recurrirá a esta técnica con el fin de obtener por medio del contacto directo, empleándose instrumentos de guía de campo, ficha de registro, guía de observación campo y laboratorio y lista de verificación.

a) **Guía de observación:** Instrumento que permitió conocer la ubicación, accesos, tipo de proceso minero, tipo de material, cantidad de equipos y trabajadores, producción mensual de las labores Séptima Maravilla II, en donde se observará las deficiencias y serán registradas para las posibles mejoras. Así mismo identificar las propiedades físicas del carbón. (Ver Anexo N° 4)

b) **Lista de verificación:** Permitted analizar si en la actualidad cumplen con los procesos en las labores Séptima Maravilla II. (Ver Anexo N° 5)

c) **Ficha de Registro:** Es un cuadro en donde se registró los puntos tomados en las labores, especificando la coordenada de inicio, orientación, buzamiento y ángulo de inclinación. Los instrumentos que se emplearán son la brújula y el GPS. (Tabla N° 26 y 28)

2.4.3 Entrevista:

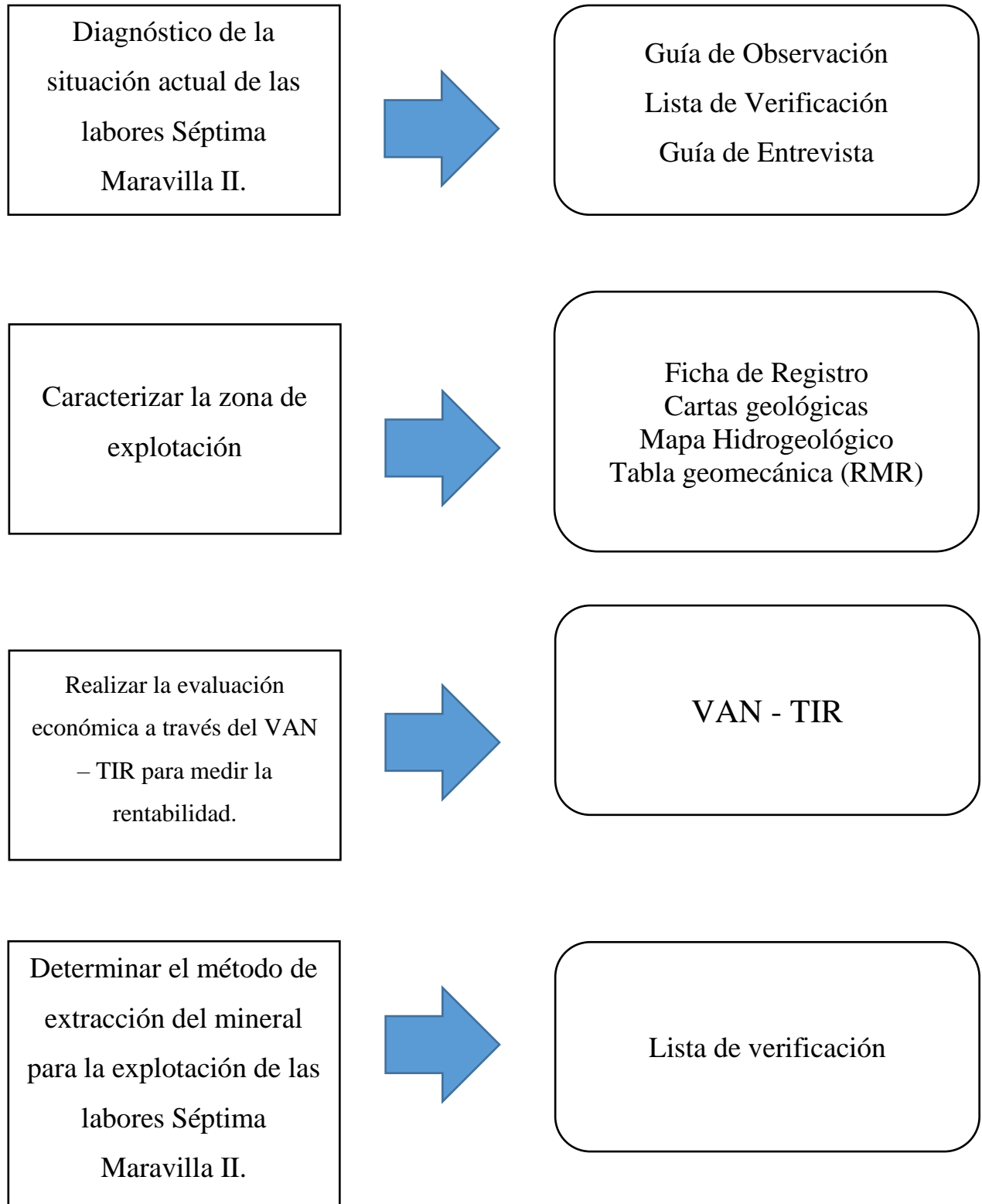
Técnica que sirve para la recopilación de datos a través del dialogo entre personas cuyo objetivo es obtener toda la información necesaria que contribuya en el desarrollo del proyecto.

a) **Guía de Entrevista:** Documento que presentó una serie de temas, preguntas y análisis; que luego servirán como datos precisos y necesarios para contribuir con los objetivos y el desarrollo. En este caso servirá mucho para conocer acerca de los recursos necesarios y los costos de cada una de ellas. (Ver Anexo N° 6)

Cabe precisar que, para la validación de los instrumentos aplicados, fueron evaluados para dar fe al desarrollo de la investigación, por profesionales. (Ver Anexo N° 2)

2.5 Procedimiento:

2.5.1 Diagrama de procesos:



2.5.2 Descripción de los procesos:

1. Diagnóstico de la situación actual de las labores Séptima Maravilla II: Se dio gracias al contacto directo en el lugar de estudio apoyándose de la guía de observación, lista de verificación y guía de entrevista; donde se obtuvo datos sobre de la ubicación, accesos, tipo de proceso minero y actividades asociadas, material en estudio, equipos; además el dueño brindó información confidencial que se utilizó para el estudio técnico – económico.

2. Para la caracterización de la zona de explotación: Se realizó un levantamiento topográfico por equipos como la brújula colgante y el GPS para conocer la ubicación real, también estudios al macizo rocoso a través de las tablas geomecánicas (RMR), así mismo con la ayuda de las cartas geológicas se conoció la geología regional y local lo cual permitió saber su tipología, mineralización y era en la cual se encuentra las labores Séptima Maravilla II.

3. Realización de la evaluación económica a través del VAN – TIR para medir la rentabilidad: Este proceso se dio gracias a la técnica documental en donde las fórmulas utilizadas para calcular el VAN – TIR permitió dar un resultado preciso sobre la rentabilidad. Cuyos datos utilizados fue dado por el contratista.

4. Determinación del método de extracción del mineral para la explotación de las labores Séptima Maravilla II: Como se ya realizó estudios, la lista de verificación comprobó la información lo cual permitió determinar que método de explotación fue el apropiado para dichas labores, en donde se planteó equipos de innovación que ayuden al proceso de extracción subterráneo y obtener más producción y generar ganancias económicas.

2.6 Método de Análisis de datos:

Los métodos que se empleó para el desarrollo del trabajo de investigación se rigieron en sistemático o sintético, analítico y estadístico.

a) Método Sistemático o Sintético:

Permitió contar con una estructura de investigación cuyo primer paso se rigió en torno a ellos y son los objetivos, llegando así a una interpretación de los datos obtenidos en el desarrollo, tomando como fuentes a los métodos de análisis, técnicas estadísticas y la prueba de hipótesis, todo esto se empleó mediante software que son fundamentales en dicho desarrollo.

La información recopilada fue procesada para poder generar un orden con respecto a la estructura, basándose en antecedentes de diferentes investigaciones ya estudiadas que luego se seleccionó y analizó la información que se colocó en el trabajo de investigación.

b) Método analítico:

Consistió en descomponer un todo en sus partes para así poder analizar el problema de estudio cuyo fin fue conocer más el objeto para tener una idea general de lo tratado.

c) Método Estadístico:

Es aquel que se rigió en los procedimientos que se obtuvo para poder realizar los datos cuantitativos encontrados en la investigación. En torno a las tablas geomecánicas.

2.7 Aspectos Éticos:

La Universidad César Vallejo Filial Chiclayo, presentó serie de principios que ya se encontró establecido dentro de la misma, entre ellas se tuvo las siguientes:

Manejo de fuentes de consulta:

Se dio gracias a los repositorios de las distintas tesis, revistas, manuales y libros; que presentaron información válida y coherente de los autores, que servirán luego para las

citas parafraseadas.

Claridad en los objetivos de la investigación:

Los objetivos establecidos fueron de prioridad para el desarrollo del trabajo de investigación, ya que fueron aceptables cuando se logró comprobar con los resultados que se obtenidos.

Transparencia de los datos obtenidos:

La información que fue recopilada no debe ser cambiada respecto a lo que ya se encuentra establecido como tal.

Confidencialidad:

Se debió respetar el contenido brindado por las fuentes directas, ya que se requiere mantener en privado al autor que brinda información.

Profundidad en el desarrollo del tema:

Gracias a las teorías que se obtuvo ayudó en el manejo de información con respecto a las variables.

III. Resultados:

En este capítulo se manifiesta los resultados conseguidos mediante el empleo de los instrumentos basados en los objetivos trazadas para el desarrollo del proyecto de investigación. Lo cual será expuesto a través de tablas, gráficos y figuras con su pertinente análisis.

3.1. Diagnóstico de la situación actual de las labores Séptima Maravilla II.

Tabla 5: Cuadro resumen del diagnóstico de las labores Séptima Maravilla II.

UBICACIÓN	ACCESIBILIDAD	TIPO DE MATERIAL	TIPO DE PROCESO MINERO	EQUIPOS
Distrito de Chalamarca, provincia de Chota, departamento de Cajamarca	Chota - Chalamarca: Vía carrozable: 30 km Chalamarca - Rosaspampa: Vía Carrozable: 7 km	Carbón de tipo antracítico	Proceso de extracción de minería subterránea artesanal	Pico, pala, combo, barretilla, carretillas buggy y martillo neumático.

Fuente: Elaboración Propia

En los equipos que se utilizan hoy en día en las labores Séptima Maravilla II se encuentran mencionados en la tabla N° 1; pero desde sus inicios se adquirió algunos y como el tiempo se van dañando, se sustituye por un nuevo.

Tabla 6: Resumen de los datos basados en la guía de entrevista.

INDICADORES	RESPUESTAS	
Número de trabajadores	14	
Año que se empezó a extraer el carbón	2015	
Número de equipos actuales para la explotación	51	14 pala recta con mango, 15 picos, 2 barretillas, 3 combos, 15 carretillas buggy, 2 martillos neumáticos
Toneladas por día que se extrae	19	
Jornada laboral de los trabajadores	6 veces por semana/ 8 horas diarias	
Equipo para apertura de bocamina	Martillo neumático, explosivos como la dinamita (Exadil)	
Equipos que se utilizaron para extraer el carbón en sus inicios	Combo, pico y barretilla	
Equipo de protección desde sus inicios	Casco, overo, zapatos punta de acero, linternas, lentes de seguridad y guantes de seguridad	
Número de equipos de protección personal actual	87	
Costo de mano de obra	400 soles por semana	
Costo por tonelada de carbón (2015)	S/120.00	

Fuente: Elaboración Propia

En el lugar de estudio se encuentran trabajando 14 personas, en donde ellos tienen varias funciones como arranque, extracción y acarreo desde las labores hasta el lugar de acopio del material no metálico (carbón).

3.1.1. Costos de Operación en mina

En el lugar de estudio se pudo determinar los costos que se tiene en toda la operación mina, teniendo costos fijos y variables, entre ellos se tiene los siguientes:

- Costos de mano de obra
- Costos de alimentación
- Costos de equipos o instrumentos, en este caso se tiene la Carretilla Buggy, palanas y el martillo.

Tabla 7: *Costos de mano de obra.*

COSTOS DE MANO DE OBRA	AÑO 2015		
	Pago por trabajador	S/170	
	Nº de Trabajadores	Pago semanal	Pago anual
	7	S/1,190	S/57,120
	AÑO 2016		
	Pago por trabajador	S/250	
	Nº de Trabajadores	Pago semanal	Pago anual
	8	S/2,000	S/96,000
	AÑO 2017		
	Pago por trabajador	S/370	
	Nº de Trabajadores	Pago semanal	Pago anual
	11	S/4,070	S/195,360
	AÑO 2018		
	Pago por trabajador	S/400	
	Nº de Trabajadores	Pago semanal	Pago anual
	12	S/4,800	S/230,400
	AÑO 2019		
Pago por trabajador	S/400		
Nº de Trabajadores	Pago semanal	Pago anual	
14	S/5,600	S/268,800	
TOTAL COSTOS EN MANO DE OBRA		S/847,680.00	

Fuente: Elaboración propia

Como se puede observar con respecto al costo de mano de obra desde el año que inició (2015) hasta el 2019, los costos han ido variando debido a que el número de trabajadores fue cambiando debido a que la producción fue creciendo.

Tabla 8: Costos de Alimentación.

COSTOS DE ALIMENTACIÓN	AÑO 2015					Total
	Nº de trabajadores	Desayuno		Almuerzo		
	7	Mensual	Anual	Mensual	Anual	S/14,112
		S/336	S/4,032	S/840	S/10,080	
	AÑO 2016					S/17,280
	Nº de trabajadores	Desayuno		Almuerzo		
	8	Mensual	Anual	Mensual	Anual	S/17,280
		S/480	S/5,760	S/960	S/11,520	
	AÑO 2017					S/23,760
	Nº de trabajadores	Desayuno		Almuerzo		
11	Mensual	Anual	Mensual	Anual	S/23,760	
	S/660	S/7,920	S/1,320	S/15,840		
AÑO 2018					S/27,648	
Nº de trabajadores	Desayuno		Almuerzo			
12	Mensual	Anual	Mensual	Anual	S/27,648	
	S/864	S/10,368	S/1,440	S/17,280		
AÑO 2019					S/32,256	
Nº de trabajadores	Desayuno		Almuerzo			
14	Mensual	Anual	Mensual	Anual	S/32,256	
	S/1,008	S/12,096	S/1,680	S/20,160		

Fuente: Elaboración propia

Con respecto a la alimentación, los trabajadores de las labores mineras Séptima Maravilla II, el costo fue variable ya que respecto al año 2015 los precios han ido cambiando hasta la actualidad, debido a la cantidad de trabajadores como también al precio variable del desayuno y almuerzo.

Tabla 9: Costos de carretilla Buggy:

EQUIPO	AÑO 2015		
	CANTIDAD/AÑO	COSTO/UNIDAD	TOTAL
Carretilla Buggy	9	S/100	S/900
	MAL ESTADO		
	2		
	AÑO 2016		
	CANTIDAD/AÑO	COSTO/UNIDAD	TOTAL
	10	S/150	S/1,500
	MAL ESTADO		
	2		
	AÑO 2017		
	CANTIDAD/AÑO	COSTO/UNIDAD	TOTAL
	14	S/230	S/3,220
	MAL ESTADO		
	3		
	AÑO 2018		
	CANTIDAD/AÑO	COSTO/UNIDAD	TOTAL
	15	S/250	S/3,750
	MAL ESTADO		
	2		
	AÑO 2019		
	CANTIDAD/AÑO	COSTO/UNIDAD	TOTAL
15	S/300	S/4,500	
MAL ESTADO			
3			
TOTAL			
		S/13,870	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Costo total de picota.

Equipo	Año	Nº de trabajadores	Cantidad requerida	Deterioro	Total	Almacén	Costo/Unidad	Total
Pico	2015	7	10	2	8	1	S/18.00	S/180.00
	2016	8	12	3	9	2	S/20.00	S/240.00
	2017	11	15	4	11	4	S/22.00	S/330.00
	2018	12	16	3	13	6	S/35.00	S/560.00
	2019	14	17	5	12	5	S/40.00	S/680.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11: *Costo total de pala recta con mango.*

Equipo	Año	Nº de trabajadores	Cantidad requerida	Deterioro	Total	Almacén	Costo/Unidad	Total
Pala recta con mango	2015	7	9	1	8	1	S/29.00	S/261.00
	2016	8	12	3	9	1	S/29.90	S/358.80
	2017	11	12	1	11	0	S/31.90	S/382.80
	2018	12	15	2	13	1	S/50.00	S/750.00
	2019	14	19	4	15	1	S/60.00	S/1,140.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12: *Costo de otros equipos.*

Equipo	Año	Cantidad requerida	Deterioro	Total	Costo/Unidad	Total
Barretilla	2015_2017	3	0	3	S/65.00	S/195.00
	2017-2019	3	0	3	S/70.00	S/210.00
Martillo Neumático	2015-2017	2	1	1	S/550.00	S/1,100.00
	2017-2019	2	0	2	S/560.00	S/1,120.00
Comba	2015-2017	7	2	5	S/40.00	S/280.00
	2017-2019	10	1	9	S/50.00	S/500.00

Fuente: Elaboración propia.

3.1.2. Equipos de Protección Personal (EPP):

Las labores Séptima Maravilla II presentan un ambiente no organizado, en donde la poca costumbre del uso de los equipos de protección hace que ellos laboren sin ninguna, a pesar de las instrucciones que les hace llegar, no todos cumplen.

Los equipos de protección se fueron adquiriendo cada año debido al deterioro de algunos, por ello se mostrará cómo fue creciendo la cantidad de equipos de protección para realizar las labores mineras internas.

Tabla 13: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2015.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad requerida	Deterioro	Total	Almacén
2015	Casco	10	2	8	1
	Overol	9	0	9	2
	Zapatos punta de acero (pares)	8	0	8	1
	Linternas	11	0	11	4
	Lentes de seguridad	12	1	11	4
	Guantes de seguridad	11	0	11	4
				58	16

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2016

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad requerida	EPP en stock	Deterioro	Total	Almacén
2016	Casco	15	1	5	11	3
	Overol	14	2	5	11	3
	Zapatos punta de acero (pares)	14	1	6	9	1
	Linternas	18	4	7	15	7
	Lentes de seguridad	12	4	4	12	4
	Guantes de seguridad	13	4	4	13	5
					71	23

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2017.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad requerida	EPP en stock	Deterioro	Total	Almacén
2017	Casco	17	3	6	14	3
	Overol	15	3	5	13	2
	Zapatos punta de acero (pares)	14	1	4	11	0
	Linternas	18	7	9	16	5
	Lentes de seguridad	15	4	3	16	5
	Guantes de seguridad	16	5	4	17	6
					87	21

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 16: Resumen de los equipos de protección personal en el año 2018.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad requerida	EPP en stock	Deterioro	Total	Almacén
2018	Casco	15	3	4	14	2
	Overol	15	1	4	12	5
	Zapatos punta de acero (pares)	15	1	4	12	5
	Linternas	17	5	7	15	8
	Lentes de seguridad	16	5	6	15	8
	Guantes de seguridad	15	6	6	15	8
					83	36

Fuente: Elaboración Propia

En el siguiente cuadro se refleja la cantidad actual de equipos de protección:

Tabla 17: Cuadro de la cantidad actual de equipos de protección personal.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad requerida	EPP en stock	Deterioro	Total	Almacén
2019	Casco	20	2	6	16	2
	Overol	18	5	4	19	5
	Zapatos punta de acero (pares)	17	5	5	17	3
	Linternas	21	8	7	22	8
	Lentes de seguridad	16	8	4	20	6
	Guantes de seguridad	19	8	5	22	8
					116	32

Fuente: Elaboración Propia

Lo que refleja cada cuadro es que en el almacén están los equipos que no se utilizan en las jornadas, solo en caso de emergencia y visitas para el ingreso de las labores recién se recurre a uno de ellos.

La inversión de cada año se refleja en los siguientes cuadros en donde se colocará el costo de cada uno de los equipos de protección personal.

Tabla 18: Cuadro de inversión del año 2015.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad	Costo (soles)	Inversión
2015	Casco	10	S/ 15.00	S/ 150.00
	Overol	9	S/ 40.00	S/ 360.00
	Zapatos punta de acero (pares)	8	S/ 45.00	S/ 360.00

	Linternas	11	S/ 20.00	S/ 220.00
	Lentes de seguridad	12	S/ 3.00	S/ 36.00
	Guantes de seguridad	11	S/ 8.00	S/ 88.00
TOTAL				S/ 1,214.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19: Cuadro de inversión del año 2016.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad	Costo (soles)	Inversión
2016	Casco	15	S/ 15.00	S/ 225.00
	Overol	14	S/ 40.00	S/ 560.00
	Zapatos punta de acero (pares)	14	S/ 45.00	S/ 630.00
	Linternas	18	S/ 20.00	S/ 360.00
	Lentes de seguridad	12	S/ 3.50	S/ 42.00
	Guantes de seguridad	13	S/ 8.00	S/ 104.00
	TOTAL			

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 20: Cuadro de inversión del año 2017.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad	Costo (soles)	Inversión
2017	Casco	17	S/ 15.00	S/ 255.00
	Overol	15	S/ 70.00	S/ 1,050.00
	Zapatos punta de acero (pares)	14	S/ 60.00	S/ 840.00
	Linternas	18	S/ 50.00	S/ 900.00

	Lentes de seguridad	15	S/ 7.00	S/ 105.00
	Guantes de seguridad	16	S/ 20.00	S/ 320.00
TOTAL				S/ 3,470.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 21: Cuadro de inversión del año 2018.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad	Costo (soles)	Inversión
2018	Casco	15	S/ 25.00	S/ 375.00
	Overol	15	S/ 75.00	S/ 1,125.00
	Zapatos punta de acero (pares)	15	S/ 65.00	S/ 975.00
	Linternas	17	S/ 50.00	S/ 850.00
	Lentes de seguridad	16	S/ 6.00	S/ 96.00
	Guantes de seguridad	15	S/ 25.00	S/ 375.00
TOTAL				S/ 3,796.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 22: Cuadro de inversión del año 2019.

Año	Equipo de Protección Personal	Cantidad	Costo (soles)	Inversión
2019	Casco	20	S/15.00	S/300.00
	Overol	18	S/80.00	S/1,440.00
	Zapatos punta de acero (pares)	17	S/70.00	S/1,190.00
	Linternas	21	S/60.00	S/1,260.00
	Lentes de seguridad	16	S/8.00	S/128.00

	Guantes de seguridad	19	S/30.00	S/570.00
TOTAL				S/4,888.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 23: Cuadro de resumen de la inversión de los Equipos de Protección personal

EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL					
INVERSIÓN					
EPP	2015	2016	2017	2018	2019
Casco	S/ 150.00	S/ 225.00	S/ 255.00	S/ 375.00	S/300.00
Overol	S/ 360.00	S/ 560.00	S/ 1,050.00	S/ 1,125.00	S/1,440.00
Zapatos punta de acero (pares)	S/ 360.00	S/ 630.00	S/ 840.00	S/ 975.00	S/1,190.00
Linternas	S/ 220.00	S/ 360.00	S/ 900.00	S/ 850.00	S/1,260.00
Lentes de seguridad	S/ 36.00	S/ 42.00	S/ 105.00	S/ 96.00	S/128.00
Guantes de seguridad	S/ 88.00	S/ 104.00	S/ 320.00	S/ 375.00	S/570.00
Total	S/ 1,214.00	S/ 1,921.00	S/ 3,470.00	S/ 3,796.00	S/ 4,888.00

Fuente: Elaboración propia

Para el análisis de la tabla 23 refleja que los costos de los equipos de protección personal fueron tomados como base de los 5 años ya producidos, por lo que los egresos fueron creciendo anualmente.

Para la apertura de la bocamina, emplearon dinamia (canillas) en la que por cada taladro utilizaron media, con un avance cada 1 metro.

Tabla 24: Costos de voladura de boca mina de la labor 1.

EGRESOS VOLADURA LABOR 1				Nº DE TALADROS
AVANCE POR METRO	Longitud 20 metros	COSTO (soles)	15	
Dinamita	Kg	20	3000	
Fulminante #20	pza	1.58	237	
Mecha Rápida	metro	0.7	105	
TOTAL			3342	

Fuente: Elaboración propia.

CALCULO DEL NUMERO DE TALADROS/v.2.0

Archivo Ayuda

Labor / Zona:

DATOS:

DISTANCIA ENTRE LOS TALADROS	
DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE LOS TALADROS (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA	
DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Altura de la Sección (H): m Ancho de la Sección (B): m

Parámetros:

Distancia entre los taladros: m Coeficiente o Factor de roca: m

Tipo de arranque:

RESULTADOS:

Perímetro (P): m

Área de la sección (A): m²

Distribución de los Taladros:

Arranque: Taladros

Ayudas 1, 2, 3, 4: Taladros

Cuadradores: Tal./Cuad.

Alzas: Taladros

Arrastre: Taladros

Número de Taladros: Taladros

Calcular Nuevo Salir

Programado por: Edison Jesús Rosas Quispe 16:18 13/11/2019

Figura 4: Cálculo del número de taladros para apertura de bocamina de la labor Nª 1

Fuente: Rosas (2018).

Tabla 25: Costos de voladura de boca mina de la labor 2.

EGRESOS VOLADURA LABOR 2			Nº DE TALADROS
AVANCE POR METRO	Longitud de 20 metros	COSTO (soles)	13
INSUMOS	PRECIO	TOTAL	
Dinamita	Kg	20	2600
Fulminante #20	pza	1.58	205.4
Mecha Rápida	metro	0.7	91
TOTAL			2896.4

Fuente: Elaboración propia

CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS/v.2.0

Archivo Ayuda

Labor / Zona:

DATOS:

DISTANCIA ENTRE LOS TALADROS	
DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE LOS TALADROS (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA	
DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Altura de la Sección (H): m Ancho de la Sección (B): m

Parámetros:

Distancia entre los taladros: m Coeficiente o Factor de roca: m

Tipo de arranque:

RESULTADOS:

Perímetro (P): m

Área de la sección (A): m²

Distribución de los Taladros:

Arranque: Taladros

Ayudas 1, 2, 3, 4: Taladros

Cuadradores: Tal./Cuad.

Alzas: Taladros

Arrastre: Taladros

Número de Taladros: Taladros

Programado por: Edison Jesús Rosas Quispe

16:16 13/11/2019

Figura 5: Cálculo del número de Taladros para apertura de bocamina de la labor Nº 2.

Fuente: Rosas (2018)

INGRESOS:**Tabla 26:** *Ingresos de la producción de carbón del año 2015.*

AÑO 2015			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
PRECIO POR TONELADA DE CARBÓN (labor 1)			S/60.00
TRABAJA (días)			5
MES	TONELADA/ DÍA	TONELADA/MES	PRECIO ANUAL
Enero - Marzo		Boca mina	
Abril	5	100	S/6,000.00
Mayo	9	180	S/10,800.00
Junio	8	160	S/9,600.00
Julio	7	140	S/8,400.00
Agosto	10	200	S/12,000.00
Setiembre	7	140	S/8,400.00
Octubre	7	140	S/8,400.00
Noviembre	6	120	S/7,200.00
Diciembre	5	100	S/6,000.00
Total		1280	S/76,800.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27: *Ingresos de la producción de carbón del año 2016.*

AÑO 2016			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
PRECIO POR TONELADA DE CARBÓN (labor 1)			S/70.00
TRABAJA (días)			5
MES	TONELADA/ DÍA	TONELADA/MES	PRECIO ANUAL

Enero	8	160	S/11,200.00
Febrero	7	140	S/9,800.00
Marzo	11	220	S/15,400.00
Abril	9	180	S/12,600.00
Mayo	10	200	S/14,000.00
Junio	10	200	S/14,000.00
Julio	8	160	S/11,200.00
Agosto	9	180	S/12,600.00
Setiembre	7	140	S/9,800.00
Octubre	9	180	S/12,600.00
Noviembre	7	140	S/9,800.00
Diciembre	8	160	S/11,200.00
Total		2060	S/144,200.00

Elaboración propia

Tabla 28: Ingresos de producción del carbón del año 2017.

AÑO 2017			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
PRECIO POR TONELADA DE CARBÓN (labor 1)			S/80.00
TRABAJA (días)			5
MES	TONELADA/ DÍA	TONELADA/MES	PRECIO ANUAL
Enero	8	160	S/12,800.00
Febrero	6	120	S/9,600.00
Marzo	7	140	S/11,200.00
Abril	6	120	S/9,600.00
Se comenzó con la labor 2			
	TONELADA/ DÍA	TONELADA/MES	PRECIO AL MES
Mayo	14	280	S/22,400.00
Junio	12	240	S/19,200.00
Julio	16	320	S/25,600.00
Agosto	17	340	S/27,200.00

Setiembre	18	360	S/28,800.00
Octubre	15	300	S/24,000.00
Noviembre	12	240	S/19,200.00
Diciembre	15	300	S/24,000.00
TOTAL		2920	S/233,600.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29: Ingresos de producción del carbón del año 2018

AÑO 2018			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
PRECIO POR TONELADA DE CARBÓN (labor 1)			S/90.00
TRABAJA (días)			6
MES	TONELADA/DÍA	TONELADA/MES	PRECIO AL MES
Enero	16	384	S/34,560.00
Febrero	17	408	S/36,720.00
Marzo	16	384	S/34,560.00
Abril	15	360	S/32,400.00
Mayo	14	336	S/30,240.00
Junio	12	288	S/25,920.00
Julio	13	312	S/28,080.00
Agosto	15	360	S/32,400.00
Setiembre	17	408	S/36,720.00
Octubre	17	408	S/36,720.00
Noviembre	20	480	S/43,200.00
Diciembre	18	432	S/38,880.00
Total		4560	S/410,400.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 30: Ingresos de producción del carbón del año 2019.

AÑO 2019	
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN	
PRECIO POR TONELADA DE CARBÓN (labor 1)	S/120.00
TRABAJA (días)	6

MES	TONELADA/ DÍA	TONELADA/MES	PRECIO AL MES
Enero	15	360	S/43,200.00
Febrero	15	360	S/43,200.00
Marzo	18	432	S/51,840.00
Abril	18	432	S/51,840.00
Mayo	15	360	S/43,200.00
Junio	16	384	S/46,080.00
Julio	13	312	S/37,440.00
Agosto	15	360	S/43,200.00
Setiembre	16	384	S/46,080.00
Octubre	17	408	S/48,960.00
Noviembre	16	384	S/46,080.00
Diciembre	17	408	S/48,960.00
Total		4584	S/550,080.00

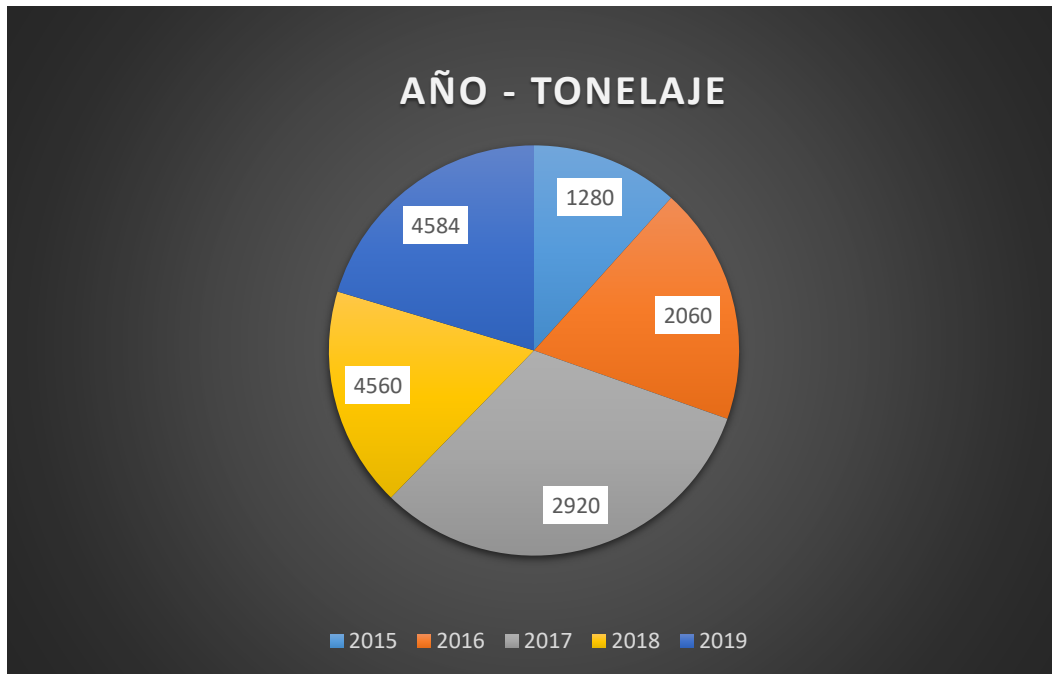
Fuente: Elaboración propia

Tabla 31: Resumen de ingresos de la producción de carbón.

RESUMEN DE INGRESOS DE PRODUCCIÓN ANUAL		
AÑO	TONELAJE	COSTO
2015	1280	S/76,800.00
2016	2060	S/144,200.00
2017	2920	S/233,600.00
2018	4560	S/410,400.00
2019	4584	S/550,080.00

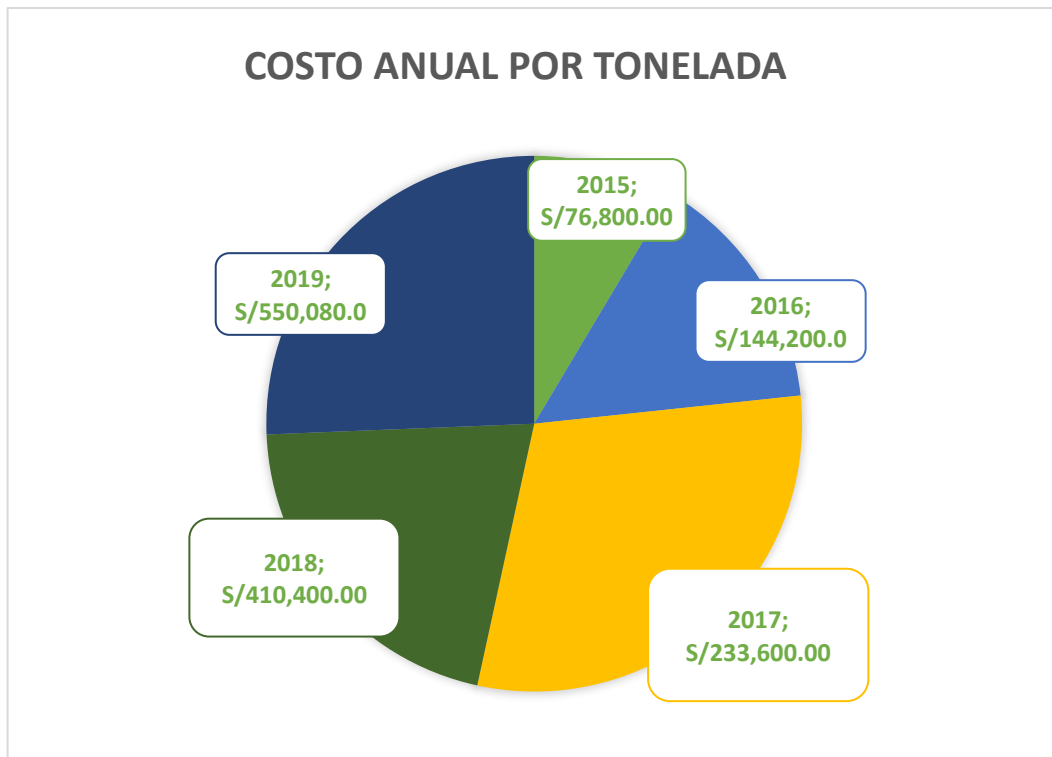
Fuente: Elaboración propia

Gráfico 1: *Producción anual de carbón*



Fuente: Elaboración Propia.

Gráfico 2: *Costo anual por tonelada del carbón.*



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32: *Tabla resumen de ingresos y egresos de los años estudiados.*

AÑO	INGRESOS	EGRESOS
0	S/0.00	S/30,000.00
1	S/76,800.00	S/92,912.00
2	S/144,200.00	S/149,766.80
3	S/233,600.00	S/260,349.70
4	S/429,840.00	S/343,913.00
5	S/506,880.00	S/373,489.00

Fuente: Elaboración propia.

3.2: Caracterización de la zona de Estudio.

La concesión Séptima Maravilla II presenta dos labores, cuyas coordenadas son las siguientes:

Tabla 33: *Coordenadas de las labores de la concesión Séptima Maravilla II.*

Labores	NORTE	ESTE
Lb. N°01	9284139.84	777866.56
Lb. N°02	9284156.58	777869.84

Fuente: Elaboración Propia

Estos datos fueron tomados por el GPS WSG84.

Así mismo, sé realizó la toma de datos en la ficha de registro de los puntos obtenidos del levantamiento de topográfico.

Así mismo, la inclinación de los mantos de la primera labor es de 38° y de la segunda labor es 40°.

Tabla 34: Ficha del registro topográfico de la labor número 1.

COORDENADAS		COTA	PUNTO	DISTANCIA DE PUNTOS		ANGULO AZ	ÁNGULO INC	DETALLES				
N	E	MSNM		INICIO	FIN			Distancia	Izquierda	Derecha	Abajo	Arriba
9284139.84	777866.56	2639.18	P0-P1	0	5	30°	2.30°	0	0	1.5	1.3	0.78
								2.5	0.8	0.55	1.28	0.67
								2.5	1.5	0	1.3	0.5
			P1-P2	5	4.8	32°	1°					
								2.4	0.85	0.61	1.2	0.3
								2.4	0	0.48	1.23	0.6
			P2-P3	9.8	6.4	50°	3.30°					
								3.2	0.24	0.93	1.12	0.32
								3.2	1.35	0	1.14	0.54
			P3-P4	16.2	4.1	29°	7.30°					
								2	0.7	0.66	1.18	0.56
								2.1	0	1.9	1.2	0.63
			P4-P5	20.3	3.7	46°	8.60°					
								2	0.98	0.56	1.07	0.55
								1.7	1.36	0	1.1	0.63
			P5-P6	24	2.4	4°	14.60°					
								1.2	0.64	0.41	1.13	0.74
								1.2	0	1.18	1.2	0.7
			P6-P7	26.4	4.4	325°	-2°					
								2.2	0.6	0.53	1.08	0.45
								2.2	1.2	0	0.87	0.56
			P7-P8	30.8	4.4	331°	5°					
								2.2	0.82	0.3	1	0.4
								2.2	0	1.2	1.08	0.53
			P8-P9	35.2	4.3	5°	4.30°					
								2	0.5	0.52	1.08	0.53
								2.3	1.18	0	1.06	0.56
			P9-P10	39.5	2.7	336°	2°					
								1.5	0.75	0.3	1.13	0.83
								1.2	0	1.4	1.18	1
			P10-P11	42.2	3.4	315°	3°					
								2	0.56	0.83	1.17	0.46
								1.4	1.08	0	1.13	0.5
			P11-P12	45.6	9.5	278°	3.60°					
								3	0.8	0.48	1.15	0.45
								3	0.24	0.95	1.13	0.63
								3.5	0	1.3	1.17	0.78
			P12-P13	55.1	6.6	295°	4.60°					
								3.6	0.54	0.91	1.14	0.63
								3	1.15	0	1.16	0.85
			P13-P14	61.7	4.7	273°	0.30°					
								2.5	0.75	0.63	1.22	0.47
								2.2	0	1.45	1	0.6
			P14-P15	66.4	5.3	316°	2°					
								2.5	0.6	1.05	1.2	0.55
								2.8	1.56	0	1.1	0.55
			P15-P16	71.7	8	276°	2.60°					
								2	1.05	0.14	1.15	0.55
								3	0.74	0.9	1.18	0.65
								3	0	1.58	1.2	0.6
			P16-P17	79.7	6.9	140°	2°					
								3	0.46	0.82	1.19	0.65
								3	0.87	0.45	1.2	0.6
								2	1.53	0	1.15	0.59
			P17-P18	86.6	4	300°	1.30°					
								3	0.62	1	1.12	0.69
								3	0.3	1.3	1.15	0.64
								2.1	0	1.55	1.22	0.85
			P18-P19	90.6	3.5	143°	3.60°					
								2	0.35	0.85	1.2	0.77
								2	0.65	0.73	1.11	0.88
								2	0.92	0.5	1.14	0.73
								1	1.55	0	1.1	0.73
			P16-O1	94.1	8	297°	1°					
								3	1.1	0.2	1.12	0.68
								3	0.78	0.72	1.08	0.86
								3	0.47	0.83	1.13	0.79
								1	0	1.57	1.09	0.78
			O1-O2	102.1	2.9	138°	2°					
								3	0.65	0.76	1.02	0.79
								3	1	0.16	1	0.8
								2	1.52	0	1.02	0.77
			O2-O3	110.2	5.2	140°	1°					
								3	0.75	0.64	1.02	0.85
								2.2	0	1.68	1.1	0.9
			O3-O4	120	4.6	138	1.3	4.6	1.65	0	1.08	0.85

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 35: Cartilla topográfica de conversión para la labor N° 1.

CARTILLA TOPOGRAFICA														
EST	VAD	AZIMUT LEIDO	DECLINACION MAGNETICA	AZIMUT CORREGIDO	AZIMUT CORREGIDO	DISTAN. INCLIN.	ANGULO VERTICAL	DISTAN. HORIZON.	DV.	COORDENADAS (ESTE,NORTE)		COTAS (msnm)	POINT	
										E X (SEN)	N Y (COS)			COTA
P0	P1										777866.560	9284139.840	2639.180	P1
P1	P2	030.°00'00"	002.°30'00"	32.5000	032.°30'00"	5.000	002.°30'00"	4.995	0.218	777869.244	9284144.053	2639.398	P2	
P2	P3	032.°00'00"	001.°00'00"	33.0000	033.°00'00"	4.800	003.°30'00"	4.791	0.293	777871.853	9284148.071	2639.691	P3	
P3	P4	050.°00'00"	003.°30'00"	53.5000	053.°30'00"	6.400	003.°30'00"	6.388	0.391	777876.988	9284151.871	2640.082	P4	
P4	P5	029.°00'00"	007.°30'00"	36.5000	036.°30'00"	4.100	007.°30'00"	4.065	0.535	777879.406	9284155.138	2640.617	P5	
P5	P6	046.°00'00"	008.°60'00"	55.0000	055.°00'00"	3.700	008.°60'00"	3.654	0.579	777882.400	9284157.235	2641.196	P6	
P6	P7	004.°00'00"	014.°60'00"	19.0000	019.°00'00"	2.400	014.°60'00"	2.318	0.621	777883.155	9284159.426	2641.817	P7	
P7	P8	325.°00'00"	-002.°00'00"	323.0000	323.°00'00"	4.400	-002.°00'00"	4.397	-0.154	777880.508	9284162.938	2641.663	P8	
P8	P9	331.°00'00"	005.°00'00"	336.0000	336.°00'00"	4.400	005.°00'00"	4.383	0.383	777878.725	9284166.943	2642.047	P9	
P9	P10	005.°00'00"	004.°30'00"	9.5000	009.°30'00"	4.300	004.°30'00"	4.287	0.337	777879.433	9284171.171	2642.384	P10	
P10	P11	336.°00'00"	002.°00'00"	338.0000	338.°00'00"	2.700	002.°00'00"	2.698	0.094	777878.422	9284173.672	2642.479	P11	
P11	P12	315.°00'00"	003.°00'00"	318.0000	318.°00'00"	3.400	003.°00'00"	3.395	0.178	777876.150	9284176.196	2642.656	P12	
P12	P13	278.°00'00"	003.°60'00"	282.0000	282.°00'00"	9.500	003.°60'00"	9.477	0.663	777866.880	9284178.166	2643.319	P13	
P13	P14	295.°00'00"	004.°60'00"	300.0000	300.°00'00"	6.600	004.°60'00"	6.575	0.575	777861.186	9284181.453	2643.894	P14	
P14	P15	273.°00'00"	00.°30'00"	273.5000	273.°30'00"	4.700	000.°30'00"	4.700	0.041	777856.495	9284181.740	2643.935	P15	
P15	P16	316.°00'00"	002.°00'00"	318.0000	318.°00'00"	5.300	002.°00'00"	5.297	0.185	777852.951	9284185.677	2644.120	P16	
P16	P17	276.°00'00"	002.°60'00"	279.0000	279.°00'00"	6.900	002.°60'00"	6.891	0.361	777846.145	9284186.755	2644.481	P17	
P17	P18	140.°00'00"	002.°00'00"	142.0000	142.°00'00"	4.000	002.°00'00"	3.998	0.140	777848.607	9284183.604	2644.621	P18	
P18	P19	300.°00'00"	001.°30'00"	301.5000	301.°30'00"	3.500	001.°30'00"	3.499	0.092	777845.623	9284185.433	2644.713	P19	
P16	O1	143.°00'00"	003.°60'00"	147.0000	147.°00'00"	8.000	003.°60'00"	7.981	0.558	777857.298	9284178.984	2644.678	O1	
O1	O2	002.°97'00"	001.°00'00"	4.6167	004.°37'00"	2.900	001.°00'00"	2.900	0.051	777857.531	9284181.874	2644.729	O2	
O2	O3	138.°00'00"	002.°00'00"	140.0000	140.°00'00"	5.200	002.°00'00"	5.197	0.181	777860.871	9284177.893	2644.910	O3	
O3	O4	120.000	1.300	121.5000	121.°30'00"	4.600	1.300	4.598	0.120	777864.792	9284175.490	2645.031	O4	

Fuente: Elaboración Propia.

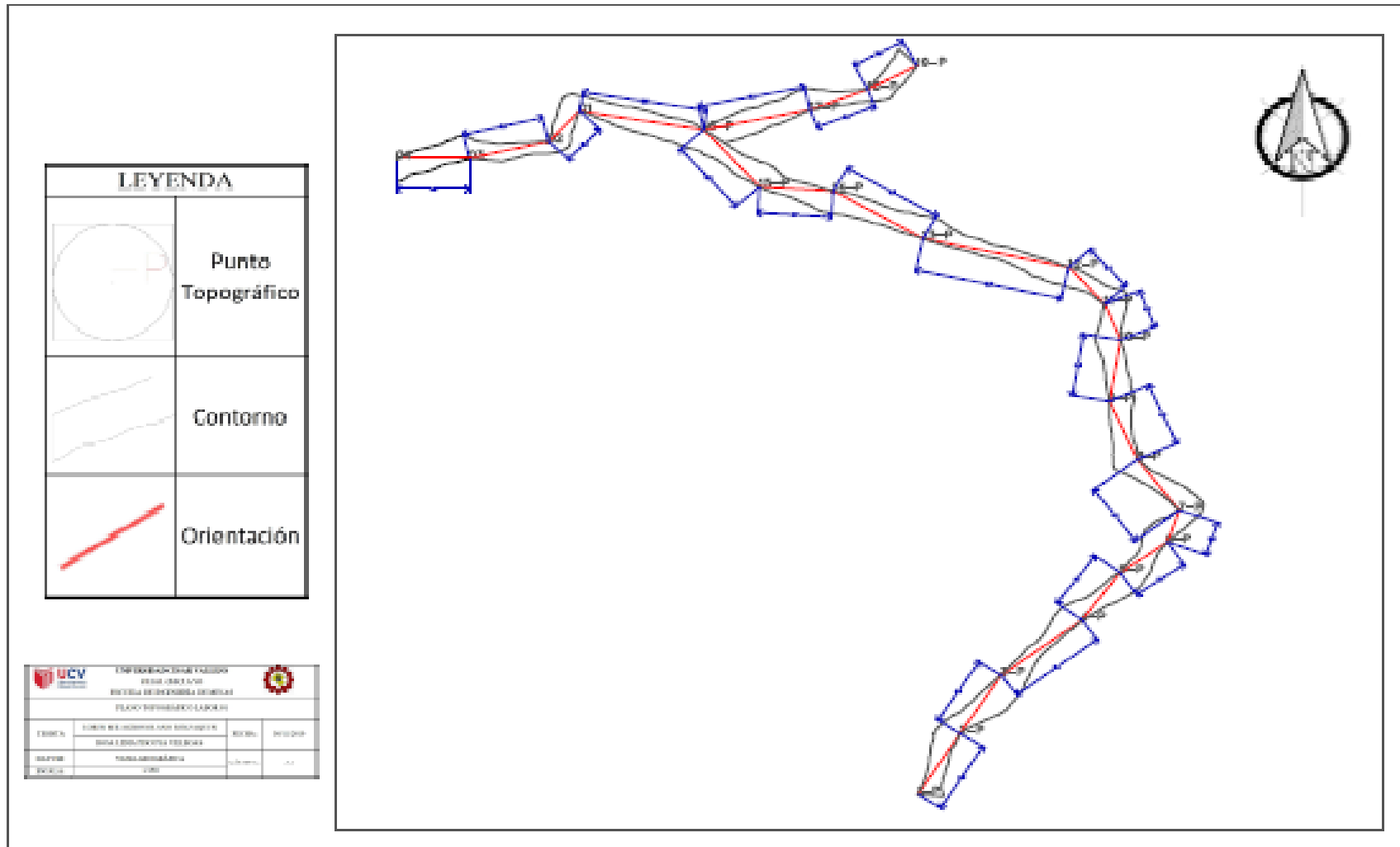


Figura 6: Plano topográfico de la labor N° 1 Séptima Maravilla II.

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 36: Ficha del registro topográfico de la labor número 2.

COORDENADAS		COTA	PUNTO	DISTANCIA DE PUNTOS		ANGULO AZ	ÁNGULO INC	DETALLES				
				INICIO	FIN			Distancia	Izquierda	Derecha	Abajo	Arriba
N	E	MSNM	W01- W2	0	9.55	325°	4°	0	0	1.25	1.2	0.65
							3	0.35	0.55	1.22	0.65	
9284156.58	777869.84	2651						6	0.4	0.55	1.03	0.55
							9.55	1.2	0	1.05	0.58	
			W2- W3	9.55	3.2	316°	3.30°					
								2	0.48	0.49	1.2	0.5
								3.2	0	0.91	1.03	0.52
			W3- W4	12.75	2.06	20°	2.60°					
								1	0.64	0.46	1.12	0.38
								2.06	1	0	1.2	0.42
			W4- W5	14.81	7.24	15°	0.30°					
								3	0.45	0.5	1.22	0.43
								6	0.1	0.7	1.25	0.62
								7.24	0	0.8	1.18	0.66
			W5- W6	22.05	2.71	24°	0.60°					
								1.5	0.42	0.52	1.23	0.62
								2.71	0.95	0	1	0.63
			W6- W7	24.76	2.8	303°	1°					
								1	0.5	1.14	1.05	0.62
								2.8	0	1.35	1.1	0.65
			W7- W8	27.56	7.94	291°	6°					
								3	0.64	0.95	1.2	0.4
								6	0.78	0.35	1.27	0.48
								7.94	1.33	0	1.32	0.66
			W8- W9	35.5	7	293°	1.30°					
								3	0.7	0.69	1.16	0.48
								6	0.34	1.07	1.17	0.4
								7	0	1.4	1.1	0.6
			W9- W10	42.5	10.5	298°	6.30°					
								3	0.23	1.37	1.17	0.45
								6	0.32	1.2	1.18	0.4
								10.5	1.05	0	1.3	0.5
			W10- W11	53	3.4	273°	3.60°					
								2	0.8	0.4	1.2	0.5
								3.4	0	1.18	1.2	0.5
			W11- W12	56.4	6.5	320°	6.30°					
								3	0.76	0.6	1.2	0.52
								6.5	1.2	0	1.4	0.55
			W12- W13	62.9	12	324°	5.60°					
								3	1	0.5	1.38	0.45
								6	0.95	0.75	1.29	0.65
								9	1.07	0.9	1.3	0.8
								12	0	1.37	1.6	0.7
			W13- W14	74.9	13.7	312°	2.60°					
								3	0.57	0.02	1.35	0.9
								6	1.05	0.55	1.3	0.98
								9	1.02	0.42	1.3	0.53
								12	1.1	0.4	1.35	0.35
								13.7	1.25	0	1.5	0.55

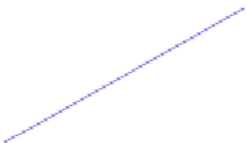
W14- W15	88.6	2.2	287°	2.30°					
					1	0.8	0.66	1.38	0.5
					2.2	0	1.74	1.68	0.3
W15- W16	90.8	4.3	65°	-1.6					
					2	1.08	0.51	1.27	0.23
					4.3	1.78	0	1.45	0.25
W16- W17	95.1	1.4	30°	10°					
					1	0.4	1.1	1.1	0.38
					1.4	0	1.5	1.08	0.35
W17- W18	96.5	4.8	295°	5°					
					2.4	0.56	0.58	1.1	0.51
					4.8	1.1	0	1.08	0.9
W18- W19	101.3	9.4	318°	4.30°					
					3.2	0.7	0.5	1.13	0.4
					6.4	0.6	0.55	1.12	0.38
					9.4	0	1.1	1.1	0.36
W19- W20	110.7	9.3	293°	3°					
					3	0.66	0.83	1.4	0.45
					6	0.85	0.6	1.43	0.46
					9.3	1.52	0	1.44	0.48
w20-w21	120	10	321°	4°					
					3	0.82	0.63	1.4	0.52
					6	0.75	0.77	1.42	0.54
					10	0	1.3	1.39	0.43
W21-W22	130	8.5	295°	3.30°					
					3	0.55	0.68	1.44	0.46
					6	0.86	0.52	1.5	0.42
					8.5	1.22	0	1.43	0.43
W22-W23	138.5	12	315°	5.30°					
					3	0.8	0.62	1.41	0.38
					6	0.65	0.75	1.4	0.39
					9	0.61	0.8	1.38	0.4
					12	0	1.38	1.2	0.48
W23-W24	150.5	10	290°	3.60°					
					3	0.65	0.83	1.4	0.42
					6	0.76	0.75	1.43	0.41
					10	1.43	0	1.45	0.41
W24-W25	160.5	11	312°	4.30°					
					3	0.88	0.6	1.43	0.48
					6	0.72	0.7	1.41	0.45
					9	0.6	0.89	1.42	0.46
					11	0	1.43	1.44	0.48
W25-W26	171.5	15	296°	3.30°					
					3	0.58	0.93	1.48	0.45
					6	0.66	0.96	1.5	0.43
					9	0.85	0.68	1.47	0.41
					12	0.93	0.56	1.46	0.46
					15	1.5	0	1.42	0.48
W26-W27	186.5	13	318°	2.60°					
					3	0.87	0.61	1.45	0.5
					6	0.73	0.69	1.45	0.48
					9	0.6	0.89	1.42	0.46
					13	0	1.5	1.43	0.49
W27-W28	199.5	10	294°	3.30°					
					3	0.62	0.89	1.41	0.49
					6	0.78	0.72	1.45	0.5
					10	1.52	0	1.45	0.48
W28-W29	209.5								

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 37: Cartilla topográfica de conversión para la labor N° 2.

CARTILLA TOPOGRAFICA														
EST	VAD	AZIMUT LEIDO	DECLINACION MAGNETICA	AZIMUT CORREGIDO	AZIMUT CORREGIDO	DISTAN. INCLIN.	ANGULO VERTICAL	DISTAN. HORIZON.	DV.	COORDENADAS (ESTE,NORTE)		COTAS (msnm)	POINT	
										E X (SEN)	N Y (COS)	COTA	NAME	
w0	w1										777869.840	9284156.580	2650.210	w1
w1	w2	325.°00'00"	004.°00'00"	329.0000	329.°00'00"	9.550	005.°00'00"	9.514	0.832		777864.940	9284164.735	2651.042	w2
w2	w3	316.°00'00"	003.°30'00"	319.5000	319.°30'00"	3.200	004.°00'00"	3.192	0.223		777862.867	9284167.162	2651.266	w3
w3	w4	020.°00'00"	002.°60'00"	23.0000	023.°00'00"	2.060	002.°60'00"	2.057	0.108		777863.671	9284169.056	2651.373	w4
w4	w5	015.°00'00"	00.°30'00"	15.5000	015.°30'00"	7.240	000.°30'00"	7.240	0.063		777865.605	9284176.032	2651.437	w5
w5	w6	024.°00'00"	00.°60'00"	25.0000	025.°00'00"	2.710	000.°60'00"	2.710	0.047		777866.751	9284178.488	2651.484	w6
w6	w7	303.°00'00"	001.°00'00"	304.0000	304.°00'00"	2.800	001.°00'00"	2.800	0.049		777864.430	9284180.053	2651.533	w7
w7	w8	291.°00'00"	006.°00'00"	297.0000	297.°00'00"	7.940	006.°00'00"	7.897	0.830		777857.394	9284183.638	2652.363	w8
w8	w9	293.°00'00"	001.°30'00"	294.5000	294.°30'00"	7.000	001.°30'00"	6.998	0.183		777851.026	9284186.540	2652.546	w9
w9	w10	298.°00'00"	006.°30'00"	304.5000	304.°30'00"	10.500	006.°30'00"	10.433	1.189		777842.429	9284192.449	2653.735	w10
w10	w11	273.°00'00"	003.°60'00"	277.0000	277.°00'00"	3.400	003.°60'00"	3.392	0.237		777839.062	9284192.863	2653.972	w11
w11	w12	320.°00'00"	006.°30'00"	326.5000	326.°30'00"	6.500	006.°30'00"	6.458	0.736		777835.498	9284198.248	2654.708	w12
w12	w13	324.°00'00"	005.°60'00"	330.0000	330.°00'00"	12.000	005.°60'00"	11.934	1.254		777829.530	9284208.583	2655.962	w13
w13	w14	312.°00'00"	002.°60'00"	315.0000	315.°00'00"	13.700	002.°60'00"	13.681	0.717		777819.856	9284218.258	2656.679	w14
w14	w15	287.°00'00"	002.°30'00"	289.5000	289.°30'00"	2.200	002.°30'00"	2.198	0.096		777817.785	9284218.991	2656.775	w15
w15	w16	065.°00'00"	-001.°60'00"	63.6667	063.°39'60"	4.300	-001.°60'00"	4.299	-0.100		777821.637	9284220.898	2656.675	w16
w16	w17	030.°00'00"	010.°00'00"	40.0000	040.°00'00"	1.400	010.°00'00"	1.379	0.243		777822.524	9284221.954	2656.918	w17
w17	w18	295.°00'00"	005.°00'00"	300.0000	300.°00'00"	4.800	005.°00'00"	4.782	0.418		777818.382	9284224.345	2657.336	w18
w18	w19	318.°00'00"	004.°30'00"	322.5000	322.°30'00"	9.400	004.°30'00"	9.371	0.738		777812.678	9284231.780	2658.074	w19
w19	w20	293.°00'00"	003.°00'00"	296.0000	296.°00'00"	9.300	003.°00'00"	9.287	0.487		777804.330	9284235.851	2658.560	w20
w20	w21	321.°00'00"	004.°00'00"	325.0000	325.°00'00"	10.000	004.°00'00"	9.976	0.698		777798.609	9284244.023	2659.258	w21
w21	w22	295.°00'00"	003.°30'00"	298.5000	298.°30'00"	8.500	003.°30'00"	8.484	0.519		777791.153	9284248.071	2659.777	w22
w22	w23	315.°00'00"	005.°30'00"	320.5000	320.°30'00"	12.000	005.°30'00"	11.945	1.150		777783.555	9284257.288	2660.927	w23
w23	w24	290.°00'00"	003.°60'00"	294.0000	294.°00'00"	10.000	003.°60'00"	9.976	0.698		777774.442	9284261.345	2661.625	w24
w24	w25	312.°00'00"	004.°30'00"	316.5000	316.°30'00"	11.000	004.°30'00"	10.966	0.863		777766.893	9284269.300	2662.488	w25
w25	w26	296.°00'00"	003.°30'00"	299.5000	299.°30'00"	15.000	003.°30'00"	14.972	0.916		777753.862	9284276.672	2663.403	w26
w26	w27	318.°00'00"	002.°60'00"	321.0000	321.°00'00"	13.000	002.°60'00"	12.982	0.680		777745.692	9284286.761	2664.084	w27
w27	w28	294.°00'00"	003.°30'00"	297.5000	297.°30'00"	10.000	003.°30'00"	9.981	0.610		777736.838	9284291.370	2664.694	w28
w28	w29	302.°00'00"	002.°30'00"	304.5000	304.°30'00"	8.400	002.°30'00"	8.392	0.366		777729.922	9284296.123	2665.061	w29
w29	w30	308.°00'00"	003.°30'00"	311.5000	311.°30'00"	9.300	003.°30'00"	9.283	0.568		777722.970	9284302.274	2665.628	w30

Fuente: Elaboración Propia.

LEYENDA	
	PUNTO TOPOGRÁFICO
	ORIENTACIÓN
	CONTORNO

	UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO FILIAL CHICLAYO ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS		
PLANO TOPOGRÁFICO LABOR 02			
TESISTAS	LOREN MILAGROS OLANO BENZAQUEÑ ROSA LIDIA PISCOYA VILLEGAS	FECHA:	30/11/2019
DATUM:	VD884 GEOGRÁFICA	LÁMINA:	A1
ESCALA:	1/150		



Figura 7: Plano topográfico de la labor N° 2 Séptima Maravilla II.
Fuente: Elaboración Propia.

3.2.1 Geología Regional: (Ver Anexo N° 7)

Tabla 38: Leyenda de la Litoestratigrafía del cuadrángulo Lonya Grande.

LEYENDA DEL CUADRÁNGULO DE LONYA GRANDE (13 g)								
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD (Ma)	UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS		ROCAS INTRUSIVAS Y SUBVOLCÁNICAS		
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENO	0.01	Depósito aluvial	Qh-al	Gravas, arenas y limos depositados en los cauces de ríos formado terrazas.		
		PLEISTOCENO	2.58 88.0	Discordancia angular				
	CRETÁCICO	SUPERIOR	100.5	Formación Cajamarca	Ks-ca	Calizas grisáceas o blanquecinas con estratificación regular y uniforme. Espesor aproximado de 200m		
				Grupo Quilquiñan	Ks-qu	Lutitas friables gris oscuras a negras y niveles de margas gris azuladas, intercaladas con delgadas niveles de calizas.		
				Grupo Pullucana	Ks-pu	Intercalación de calizas grises, Lutitas friables gris oscuras a negras y niveles de margas.		
		INFERIOR	145	Formación Chulec, Pariatambo	Ki-chu- pt	Formación Pariatambo	Ki-pt	Calizas negras, bituminosas, con olor fétido intercalada con delgados niveles de margas.
				Formación Inca, Chulec	Ki-i- chu	Formación Chulec	Ki-chu	Lutita gris, marga amarillenta y calizas lutáceas delgadas y nodulares de color marrón crema.
					Formación Inca	Ki-i	Caliza masiva arenosa, brechas calcáreas, areniscas y lutitas ferruginosas en capas delgadas intercaladas con caliza impura.	
			Discordancia paralela					
			Grupo Goyllarisquiza	Ki-g	Areniscas, cuarcitas blanquecinas y marrones bien estratificadas en capas medianas e intercaladas con horizontes de lutitas gris, marrón y rosada.			
MESOZOICO	JURÁSICO	SUPERIOR	163.5	Discordancia angular				
		MEDIO	174.1	Formación Corontachaca	Jms-c	Brechas y conglomerados, mal seleccionados, intercaladas con limoarcillitas rojizas bien estratificadas.		
				Formación Oyotún	Jm-o	Lavas andesíticas, andesitas básicas masivas gris oscuro, intercaladas con tobas, grauvacas y areniscas feldepáticas.		
		INFERIOR	201.3	Formación Condorsinga	Ji-c	Calizas micríticas gris a beige intercaladas con limoarcillitas, presenta nódulos de chert.		
	Formación Aramachay			Ji-a	Calizas y limoarcillitas marrón oscuro, intercaladas con calizas grises a negras, bituminosas y limoarcillitas calcáreas.			
	TRIÁSICO	SUPERIOR	237	Formación Charará	Ts-ch	Calizas biomicríticas, dolomíticas grises a gris oscuras de 1 a 3m de grosor, con abundantes nodulos.		
		MEDIO	247.2	Discordancia angular				
INFERIOR		252.17 259	Grupo Mitu	PET-m	Areniscas, lodolitas y conglomerados polimícticos y tobas y brechas polimícticos bien cementadas.			
PÉRMICO	LOPINGIANO	272.3						
	GUADALUPIANO	272.3						
	CISURALIANO	298.9						
CARBONÍFERO	PENNSYLVANIANO	323.2			Ct-dia Diabasa C-gr, gd Granodiorita			
	MISSISSIPPIANO	323.2			C-di Diorita			
NEO-PROTEROZOICO			541					
				NP-cm-esq VP-cm-esq,gr	Esquistos verdes, grises y gris oscuros asociado Esquistos gris verdosos y gneises grises a rosados.			
			1000					

Fuente: Elaboración Propia.

Desde el punto de vista regional, la concesión Séptima Maravilla II, se encuentra ubicada en el cuadrángulo Lonya Grande (13-g), cuya área abarca los 21,420 km² del territorio peruano, así mismo las coordenadas UTM 5°30' a 7° 30' de latitud Sur y 77°00' a 78°30' de longitud Oeste, determina el lugar dentro de la cuadrícula, lo cual se sitúa en el extremo Septentrional de la cordillera Oriental y la faja sub andina adyacente, las altitudes se encuentran en el rango de 500 m.s.n.m a 4700 m.s.n.m, ya que cambia de acuerdo a las elevaciones y los valles existentes en la zona de estudio.

Así mismo, se localizan rocas sedimentarias, metamórficas e ígneas. Ya que los conglomerados son rocas sedimentarias en el que su grosor alcanza 280 a 350 metros lo que varía de acuerdo a las elevaciones y a la erosión de agentes externos.

La edad geológica más antigua es el neo proterozoico en las cuales se encuentra el complejo del marañón en donde se encuentran a los esquistos que son rocas metamórficas con bajo grado, cuyo espesor en su secuencia (esquistos, gneis, meta sedimentitas entre ellas las pizarras, cuarcitas, filitas, areniscas cuarcíticas) es más de 2000 metros, lo cual se formó por el metamorfismo de rocas pelíticas. Dicha formación se encuentra infrayaciendo en discordancia angular a rocas mesozoicas.

Siguiendo a la estratigrafía del cuadrángulo se encuentra a edad geológica mesozoica en el sistema triásico se encuentra al grupo Mitu (PET-m), donde existe una secuencia de rocas feldespáticas con horizontes de clásticas rojizos, su meteorización permite visualizar la tonalidad de sus estructuras como marrón rojizo y gris clara. Además, cuentan con diferentes espesores (más de 300 metros) lo cual es dado por la sedimentación que estuvo controlada por fallamientos.

Después se encuentra a la unidad Chambará (Tr-ch), de la edad Triásico superior, lo cual están constituidas por calizas de color gris claro con inserciones silíceas en forma de capas gruesas. En donde alcanzan una frecuencia de 100 metros.

En la formación Aramachay (Ji-a) cuya edad es el Jurásico inferior, presenta calizas y limoarcillitas de coloración marrón oscuro, interpuesta con calizas grises a negras y

bituminosas. Lo que le caracteriza de la demás formación es que son muy identificables por sus afloramientos. Al mismo tiempo, hay crecimiento de cultivos y pastos naturales.

Otra formación es la condorsinga (Ji-c), lo que le identifica de las otras unidades, es que presenta una estratificación delgada en la parte inferior, y cuando crece, este se convierte en gruesa, además su erosión es mayor. Presenta calizas micríticas de color gris a beige, en estratos de 10 a 30 centímetros con espesor de forma onduladas, paralelas y discontinuas.

Continuando con el orden encontramos a la formación Corontachaca (Jms-c), se encuentra conformada por calizas fragmentadas angulosas y sub-redondeadas.

Formación Chúlec (Ki-i-chu), se distingue por presentar calizas, margas beige de color crema a gris, en donde el grosor de los estratos formados es de 5 a 30 centímetros, comúnmente se encuentran combinadas con limoarcillitas grises a gris verdosas.

El grupo Pulluicana (ks-pu) y el Quilquiñan (ks-qu) son unidades estratigráficas de la edad geológica mesozoica del sistema superior. Haciendo mención al primer grupo, se tiene a calizas nodulares cuyos estratos son mayores a 50 centímetros, permitiendo ser resistentes a la erosión. Mientras en el grupo Quilquiñan cuentan con condiciones geotécnicas muy malas ya que su relieve es suave, es por ello que está formado por limoarcillitas, lutitas grises y verdosas.

La formación Cajamarca (Ks-ca) es la unidad estratigráfica menor a las demás formaciones o grupos ya mencionados, ya que presentan estructuras que sobresalen en la superficie y son resistentes a la erosión, aquí se encuentran a las calizas macizas, finas, micríticas y biomicríticas de coloración gris a pardo claro.

Por último, se encuentra a la era Cenozoica, en donde hace 10 000 años se formó depósitos aluviales producto de la meteorización y erosión de afloramientos de aquellos depósitos antiguos. Las rocas que se encuentran son las gravas arenosas y gravas areno-limosas, con fragmentos ovaladas, en clastos de matriz arenosa.

3.2.2 Geología Local:

Gracias a las coordenadas de la concesión, se logró situar en qué serie, edad y unidad litoestratigráfica se encuentra, dando como resultado a la edad geológica mesozoica, en el sistema cretácico con una serie inferior. La unidad es el grupo Goyllarizquisga (Ki-g) lo cual está formado por areniscas cuarzosas de color blanco, blanco rojizo, blanco grisáceo a crema con coloraciones rojizas y pardas producto al proceso de la meteorización; existen capas compactas de arenisca y capas menos resistentes las cuales están formadas por limolitas y limoarcillitas grises y verdosas. Conjuntamente, existen depósitos de carbón antracítico, compuesta por conglomerados de rocas sedimentarias como lutitas grises carbonosas. **(Ver Anexo N° 8)**

Franja Metalogenética:

Según el GEOCATMIN, la concesión Séptima Maravilla II, se encuentra ubicada en la franja XX, lo cual depende de la época metalogenética específica; ya que se localizan cinturones de tipo Pórfido de Cu-Mo-Au, Skarns de Pb-Zn-Cu-Ag. Además, existen depósitos polimetálicos vinculados con rocas ígneas intrusivas de la época geológica Mioceno. Así mismo, posee la orientación Nor-Oeste cuyas edades oscilan entre 21.30 y 15.58 millones de años.

3.2.3 Hidrogeología:

El cuadrángulo Lonya Grande (13-g), presenta diversos tipos de acuíferos, cada uno de ellos perteneciente a una era, sistema y serie. Para ser concretos, la concesión Séptima Maravilla II, es alimentada por un Acuífero Poroso No Consolidado Alta – APNCa, cuyo código es: Ki-mc, lo cual significa Cretácico inferior Marino Continental. En donde presenta un modelo de formaciones detríticas permeables en general no consolidadas, además presenta un submodelo conformada por acuíferos generalmente amplios con una productividad elevada. Y por último presenta tipo de alternancia de lutitas y arenas. **(Ver anexo N° 9)**

Tabla 39: Leyenda Hidrogeológico del Cuadrángulo de Lonya Grande (13g).

LEYENDA HIDROGEOLÓGICA DEL CUADRÁNGULO DE LONYA GRANDE (13 g)						
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS	SÍMBOLO	ROCAS INTRUSIVAS Y SUBVOLCÁNICAS	
MESOZOICO	CRETÁCICO	SUPERIOR	Acuífero Fisurado Sedimentario	Kis-m	Dc-to/gd	Plutones Eohercinicos
		INFERIOR	Acuífero Poroso No Consolidado Alta	Ki-mc		
	JURÁSICO	INFERIOR	Acuífero Fisurado Karstico	TsJi-m		
	TRIÁSICO	SUPERIOR				
	PÉRMICO	SUPERIOR	Acuífero Fisurado Sedimentario	Ps-c		
PRECÁMBRICO			Acuitardo Metamórfico	PeA-e/gn		

Fuente: GEOCATMIN

El Acuífero Poroso No Consolidada Alta (Ki-mc), está conformada por rocas sedimentarias detríticas en donde el mayor porcentaje de componentes está dado por partículas muy pequeñas de arenas; así mismo presenta una alta conductividad hidráulica en donde es extendida en mayor longitud y en algunos tiempos el grosor tiende a medir mayores longitudes, lo cual ocurre en todo el territorio peruano.

3.2.4. Estudio Geomecánico:

En este estudio geomecánico se tomó los datos de las labores 1 y 2 (**Ver Anexos 10 al 17**) gracias a las tablas geomecánicas RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski. Teniendo como resultados los siguientes:

Tabla 40: Resumen del estudio Geomecánico RMR de la labor 1.

	Longitud de la primera labor	120	metros
PUNTOS	DISTANCIA	RMR	CALIDAD DE ROCA
P1	10	63	BUENA
P2	10	65	BUENA
P3	10	37	POBRE
P4	10	32	POBRE
P5	10	32	POBRE
P6	10	33	POBRE
P7	10	32	POBRE
P8	10	32	POBRE
P9	10	32	POBRE
P10	10	32	POBRE
P11	10	32	POBRE
P12	10	32	POBRE

Fuente: Elaboración propia

Lo que indica la tabla N° 28, es que en la labor N° 1 presenta una longitud de 120 metros por lo que gracias al estudio geomecánico se determinó la calidad de roca, de tal manera que los 20 metros presenta roca BUENA y los 100 metros siguientes muestra roca POBRE.

La roca BUENA está constituida por rocas sedimentarias y metamórficas por lo que las

tablas de la calidad del macizo rocoso indica lo siguiente: El parámetro de la resistencia de la roca intacta fue evaluada por el cuadro del Grado de Dureza de la Roca y la Resistencia en terreno de la resistencia en compresión uniaxial, lo cual indica que el martillo geólogo con un solo golpe que ocasiona desequilibrio (**Ver tabla N° 1 y 2**), de tal manera que se obtuvo un valor de 15, por lo que estos 20 metros señalan que es el crucero para la entrada del material de interés. Además, para el cálculo del RQD se realizó en la zona de estudio, tomando como muestra las discontinuidades, la fórmula es la siguiente: $RQD = 115 - 3.3 J_v$, donde el J_v es el número de discontinuidades, el valor logrado fue de 17 en donde el porcentaje oscila entre 90 – 75. También el espaciamiento entre discontinuidades tiene el valor de 10 ya que entre los dos tramos presenta un valor entre 0.60 – 0.20 metros. Las condiciones de las discontinuidades existen los subparámetros como la persistencia, abertura, rugosidad, relleno y descomposición) cuya unidad de medida son en metros y milímetros. El agua subterránea es evaluada Ligeramente Húmedo, por lo que es percibido en los 20 metros. La orientación de las discontinuidades es favorable porque el buzamiento oscila entre los 20° a 45° indicando que el rumbo es perpendicular al eje del túnel.

La roca POBRE es constante a partir de los 30 metros ya que el estudio indicó que este tipo de roca presentan condiciones bajas para la extracción del carbón antracítico, mostrando que la resistencia a la compresión fue medida por las tablas mencionadas en la roca Buena, cuyo valor es 4 indicando que con un solo golpe en el macizo rocoso provoca fractura. En el RQD presenta el valor 3 enseñando que los porcentajes logrados son menores a 25. Al mismo tiempo el espaciamiento entre discontinuidades es medido en metro ya que son menores a 0.06 por lo que gracias a la evaluación se obtuvo 5. También las condiciones de las discontinuidades son fijas en la cual se obtiene un valor que luego es sumado para el cálculo del RMR. Igualmente, para el parámetro de agua subterráneas indica Goteo cuyo valor es 4. Y para terminar la orientación de las discontinuidades es favorable de tal manera que si se puede seguir avanzando y obtener el material de interés.

Tabla 41: Resumen del estudio geomecánico RMR de la labor 2

	Longitud de la segunda labor	200	metros
PUNTOS	DISTANCIA	RMR	CALIDAD DE ROCA
A1	15	68	BUENA
A2	15	65	BUENA
A3	15	36	POBRE
A4	15	32	POBRE
A5	15	32	POBRE
A6	15	33	POBRE
A7	15	32	POBRE
A8	15	32	POBRE
A9	15	32	POBRE
A10	15	33	POBRE
A11	15	33	POBRE
A12	15	33	POBRE
A13	10	32	POBRE
A14	10	32	POBRE

Fuente: Elaboración propia

La labor número dos presenta una longitud de 200 metros, de tal manera que para el estudio geomecánico se realizó cada 15 metros y los dos últimos cada 10 metros. Ya que eso genera un mínimo error. En consiguiente los datos muestran que existen dos calidades de roca: BUENA Y POBRE, ya que ambas presentan características diferentes.

En el momento de analizar ambas labores (1 y 2) se obtiene datos similares por lo que es redundante explicar el estudio geomecánico de la labor 2.

- La resistencia a la compresión uniaxial oscila entre 25 – 50 Mpa.

- Para el cálculo del GSI que es un criterio de Hoek, Kaiser & Bawden en 1965, cuya relación con el RMR dice que:

$$\mathbf{RMR > 23, entonces el GSI = RMR - 5}$$

Por lo que se tiene lo siguiente:

Tabla 42: Resumen del estudio geomecánico GSI de las labores Séptima Maravilla II.

TRAMOS (Labor N° 1)	RMR	GSI	CLASE DEL MACIZO ROCOSO
P1	63	58	REGULAR
P2	65	60	REGULAR
P3	37	32	MALA
P4	32	27	MALA
P5	32	27	MALA
P6	33	28	MALA
P7	32	27	MALA
P8	32	27	MALA
P9	32	27	MALA
P10	32	27	MALA
P11	32	27	MALA
P12	32	27	MALA
TRAMOS (Labor N° 2)	RMR	GSI	CLASE DEL MACIZO ROCOSO
A1	68	63	BUENA
A2	65	60	REGULAR
A3	36	31	MALA
A4	32	27	MALA
A5	32	27	MALA
A6	33	28	MALA
A7	32	27	MALA
A8	32	27	MALA
A9	32	27	MALA
A10	33	28	MALA
A11	33	28	MALA
A12	33	28	MALA
A13	32	27	MALA
A14	32	27	MALA

Fuente: Elaboración Propia.

3.3. Realización de la evaluación económica a través del VAN - TIR para medir rentabilidad.

Inversión

Para realizarse el proyecto de la extracción de carbón de obtuvo con una inversión de s/. 30 000.00 nuevos soles cuyo inicial ejecutará las operaciones preparatorias. Por lo que se detallará los ingresos y egresos de los 5 años proyectados.

3.3.1 VAN:

Para el cálculo del VAN (valor actual neto) y comprobar la viabilidad de las labores Séptima Maravilla II, fue necesario realizar el estudio técnico – económico, de tal manera que se obtiene los ingresos y egresos anuales. Es por ello que se toma como muestra a 5 años proyectados debido a la cantidad de reservas estudiadas. Esto determinará realizar una explotación mina ordenada. A continuación, se demuestra los ingresos y egresos para la determinación del VAN.

Ingresos:

Para el cálculo de este parámetro, se tiene en cuenta la producción ya que según estudios realizados anteriormente indican que presenta una reserva inicial de 200000 toneladas métricas. Resaltando que las labores mineras ya extraen el material de interés (carbón) 5 años, por lo que se tiene los siguientes datos:

Tabla 43: Ajuste de reservas en la concesión Séptima Maravilla II.

RESERVAS INICIAL (tn métricas)	200000
Promedio de producción (tn) (2015 - 2019)	11.918
Días de trabajo a la semana	6
Semanas al mes	4
Meses al año	12
Años extraídos	5
RESERVAS UTILIZADAS (tn métricas)	17161.92
TOTAL DE RESERVAS (tn métricas)	182838.08

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 44: Reservas a utilizar en los 5 años proyectados:

RESERVAS (tn métricas)	182838.08
Producción estandarizada	25
Días de trabajo a la semana	6
Semanas al mes	4
Meses al año	12
Años extraídos	5
RESERVAS UTILIZADAS (tn métricas)	36000
TOTAL DE RESERVAS (tn métricas)	146838.08

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 45: Cálculo de Vida útil de la concesión Séptima Maravilla II.

RESERVAS ACTUALES (tn métricas)	182838.08
Producción anual (tn)	7200
Vida útil	25.39

Fuente: Elaboración Propia.

Concluyendo que las toneladas métricas de reserva a emplear en los 5 años proyectados son de 36000. El total de reserva es de 146838.08 tn métricas. Tendiendo como vida útil 25 años. Así mismo la propuesta está basada en mediano plazo.

Tabla 46: Cálculo de producción en el año 2020.

AÑO 2020			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
Precio por tonelaje de carbón (Labor 1 y 2)			S/120.00
Trabajo (días)			6
Mes	Tonelaje/día	Tonelaje/mes	Precio Anual
Enero	20	480	S/57,600.00
Febrero	20	480	S/57,600.00

Marzo	20	480	S/57,600.00
Abril	20	480	S/57,600.00
Mayo	25	600	S/72,000.00
Junio	25	600	S/72,000.00
Julio	25	600	S/72,000.00
Agosto	25	600	S/72,000.00
Setiembre	25	600	S/72,000.00
Octubre	25	600	S/72,000.00
Noviembre	25	600	S/72,000.00
Diciembre	25	600	S/72,000.00
Total		6720	S/806,400.00

Fuente: Elaboración propia

El análisis de la tabla 46 indica que entre Enero y Marzo, se empezó a realizar la preparación de la labor número 1, por lo que la labor número 2 es la que produce la cantidad requerida por la empresa. Consecutivamente entre los meses Abril – Junio se realiza la preparación de la segunda labor; de tal manera que ambas labores generen una producción constante de 25 toneladas diarias con un total de 25 trabajadores.

Tabla 47: *Cálculo de producción en el año 2021.*

AÑO 2021			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
Precio por tonelaje de carbón (Labor 1 y 2)			S/120.00
Trabajo (días)			6
Mes	Tonelaje/día	Tonelaje/mes	Precio Anual
Enero	25	600	S/72,000.00
Febrero	25	600	S/72,000.00
Marzo	25	600	S/72,000.00
Abril	25	600	S/72,000.00
Mayo	25	600	S/72,000.00
Junio	25	600	S/72,000.00
Julio	25	600	S/72,000.00
Agosto	25	600	S/72,000.00
Setiembre	25	600	S/72,000.00
Octubre	25	600	S/72,000.00
Noviembre	25	600	S/72,000.00
Diciembre	25	600	S/72,000.00
Total		7200	S/864,000.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 48: *Cálculo de producción en el año 2022.*

AÑO 2022			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
Precio por tonelaje de carbón (labor 1 y 2)			S/120.00
Trabajo (días)			6
Mes	Tonelaje/Día	Tonelaje/mes	Precio Anual
Enero	25	600	S/72,000.00
Febrero	25	600	S/72,000.00
Marzo	25	600	S/72,000.00
Abril	25	600	S/72,000.00
Mayo	25	600	S/72,000.00
Junio	25	600	S/72,000.00
Julio	25	600	S/72,000.00
Agosto	25	600	S/72,000.00
Setiembre	25	600	S/72,000.00
Octubre	25	600	S/72,000.00
Noviembre	25	600	S/72,000.00

Diciembre	25	600	S/72,000.00
Total		7200	S/864,000.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 49: *Cálculo de producción en el año 2023.*

AÑO 2023			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
Precio por tonelaje de carbón (labor 1 y 2)			S/120.00
Trabajo (días)			6
Mes	Tonelaje /Día	Tonelaje /mes	Precio Anual
Enero	25	600	S/72,000.00
Febrero	25	600	S/72,000.00
Marzo	25	600	S/72,000.00
Abril	25	600	S/72,000.00
Mayo	25	600	S/72,000.00
Junio	25	600	S/72,000.00
Julio	25	600	S/72,000.00
Agosto	25	600	S/72,000.00
Setiembre	25	600	S/72,000.00
Octubre	25	600	S/72,000.00
Noviembre	25	600	S/72,000.00
Diciembre	25	600	S/72,000.00
Total		7200	S/864,000.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 50: *Cálculo de producción en el año 2024.*

AÑO 2024			
PRODUCCIÓN DEL CARBÓN			
Precio por tonelaje de carbón (labor 1 y 2)			S/120.00
Trabajo (días)			6
Mes	Tonelaje/ día	Tonelaje/Mes	Precio Anual
Enero	25	600	S/72,000.00
Febrero	25	600	S/72,000.00
Marzo	25	600	S/72,000.00
Abril	25	600	S/72,000.00
Mayo	25	600	S/72,000.00
Junio	25	600	S/72,000.00
Julio	25	600	S/72,000.00
Agosto	25	600	S/72,000.00
Setiembre	25	600	S/72,000.00
Octubre	25	600	S/72,000.00
Noviembre	25	600	S/72,000.00
Diciembre	25	600	S/72,000.00
Total		7200	S/864,000.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 51: *Resumen de producción del carbón durante los 5 años piloto*

RESUMEN DE LOS INGRESOS DE LOS AÑOS PROYECTADOS		
	Tonelaje (tn)	TOTAL
2020	6720	S/806400.00
2021	7200	S/864,000.00
2022	7200	S/864,000.00
2023	7200	S/864,000.00
2024	7200	S/864,000.00

Fuente: Elaboración propia.

Egresos

Para el cálculo de los egresos fue necesario contar con parámetros, cuyas cantidad y costos fueron tomados como referencia al año presente. De tal manera que son explicados mediante tablas anuales.

La cantidad de trabajadores requeridos son de 28, en la que 25 realizan producción, también de un capataz encargado de la revisión y supervisión de la producción, asimismo de un supervisor de seguridad cuya función es revisar las condiciones en las que se encuentra las labores antes de realizar faenas mineras, y por último de un ingeniero especializado que aporte en la preparación para el nuevo método.

Los equipos de protección personal, equipos de producción, alimentación, mantenimiento y administrativos son estandarizados y adquiridos por la cantidad de trabajadores.

Teniendo como dato de Sunat (Superintendencia Nacional de Aduanas y de administración) que todo equipo en minería mantiene un porcentaje de depreciación del 20%.

Tabla 52: *Egresos de equipos de protección personal del año 2020.*

Números de trabajadores					28		
Año	Equipo de protección personal	Cantidad requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación el 20%
2020	Casco	28	20	8	S/15.00	S/120.00	S/380.80
	Overol	28	21	7	S/80.00	S/560.00	
	Zapatos punta de acero	28	20	8	S/70.00	S/560.00	
	Linternas	28	22	6	S/60.00	S/360.00	
	Lentes de seguridad	28	20	8	S/8.00	S/64.00	
	Guantes de seguridad	28	20	8	S/30.00	S/240.00	
	Total						S/1,904.00

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 53: Egresos de equipos de protección personal del año 2021.

Números de trabajadores					28		
Año	Equipo de protección personal	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2021	Casco	28	5	23	S/15.00	S/345.00	S/1,182.80
	Overol	28	4	24	S/80.00	S/1,920.00	
	Zapatos punta de acero	28	5	23	S/70.00	S/1,610.00	
	Linternas	28	3	25	S/65.00	S/1,625.00	
	Lentes de seguridad	28	5	23	S/8.00	S/184.00	
	Guantes de seguridad	28	5	23	S/10.00	S/230.00	
	Total						S/5,914.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 54: Egresos de equipos de protección personal del año 2022.

Números de trabajadores					28		
Año	Equipo de protección personal	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%

2022	Casco	28	21	7	S/15.00	S/105.00	S/497.80
	Overol	28	10	18	S/80.00	S/1,440.00	
	Zapatos punta de acero	28	23	5	S/70.00	S/350.00	
	Linternas	28	20	8	S/65.00	S/520.00	
	Lentes de seguridad	28	25	3	S/8.00	S/24.00	
	Guantes de seguridad	28	23	5	S/10.00	S/50.00	
Total						S/2,489.00	S/1,991.20

Fuente: Elaboración propia

Tabla 55: Egresos de equipos de protección personal del año 2023.

Números de trabajadores					28		
Año	Equipo de protección personal	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2023	Casco	28	5	23	S/15.00	S/345.00	S/1,157.80
	Overol	28	4	24	S/80.00	S/1,920.00	
	Zapatos punta de acero	28	5	23	S/70.00	S/1,610.00	
	Linternas	28	3	25	S/60.00	S/1,500.00	
	Lentes de seguridad	28	5	23	S/8.00	S/184.00	
	Guantes de seguridad	28	5	23	S/10.00	S/230.00	
Total						S/5,789.00	S/4,631.20

Fuente: Elaboración propia

Tabla 56: Egresos de equipos de protección personal del año 2024

Números de trabajadores					28		
Año	Equipo de protección personal	Cantidad requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2024	Casco	28	15	13	S/15.00	S/195.00	S/281.40
	Overol	28	25	3	S/80.00	S/240.00	
	Zapatos punta de acero	28	25	3	S/70.00	S/210.00	
	Linternas	28	18	10	S/60.00	S/600.00	
	Lentes de seguridad	28	19	9	S/8.00	S/72.00	
	Guantes de seguridad	28	19	9	S/10.00	S/90.00	
	Total						S/1,407.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 57: *Gastos de equipos en el año 2020.*

Año	EQUIPOS	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2020	Carretilla Buggy	25	15	10	S/170.00	S/1,700.00	S/340.00
							S/1,360.00
	Pico	25	12	13	S/50.00	S/650.00	S/130.00
							S/520.00
	Pala recta con mango	25	15	10	S/80.00	S/800.00	S/160.00
							S/640.00
	Barretilla	25	3	22	S/75.00	S/1,650.00	S/330.00
Comba	25	3	22	S/70.00	S/1,540.00	S/308.00	
Total						S/6,340.00	S/1,232.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 58: *Egresos de equipos para el año 2021.*

Año	EQUIPOS	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2021	Carretilla Buggy	25	15	10	S/170.00	S/1,700.00	S/340.00 S/1,360.00
	Pico	25	8	17	S/50.00	S/850.00	S/170.00 S/680.00
	Pala recta con mango	25	5	20	S/80.00	S/1,600.00	S/320.00 S/1,280.00
	Barretilla	25	17	8	S/75.00	S/600.00	S/120.00 S/480.00
	Comba	25	17	8	S/70.00	S/560.00	S/112.00 S/448.00
	Total						S/5,310.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 59: Egresos de equipos para el año 2022.

Año	EQUIPOS	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2022	Carretilla Buggy	25	15	10	S/170.00	S/1,700.00	S/340.00 S/1,360.00
	Pico	25	12	13	S/50.00	S/650.00	S/130.00 S/520.00
	Pala recta con mango	25	15	10	S/80.00	S/800.00	S/160.00 S/640.00
	Barretilla	25	3	22	S/75.00	S/1,650.00	S/330.00 S/1,320.00
	Comba	25	3	22	S/70.00	S/1,540.00	S/308.00 S/1,232.00

	Total	S/6,340.00
--	-------	------------

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 60: Egresos de equipos para el año 2023

Año	EQUIPOS	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2023	Carretilla Buggy	25	10	15	S/170.00	S/2,550.00	S/340.00 S/1,360.00
	Pico	25	8	17	S/50.00	S/850.00	S/170.00 S/680.00
	Pala recta con mango	25	5	20	S/80.00	S/1,600.00	S/320.00 S/1,280.00
	Barretilla	25	17	8	S/75.00	S/600.00	S/112.00 S/448.00
	Comba	25	17	8	S/70.00	S/560.00	S/112.00 S/448.00
	Total						S/6,160.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 61: Egresos de equipos para el año 2024

Año	EQUIPOS	Cantidad Requerida	Buen Estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión	Depreciación al 20%
2024	Carretilla Buggy	25	15	10	S/170.00	S/1,700.00	S/340.00

							S/1,360.00
	Pico	25	12	13	S/50.00	S/650.00	S/130.00
							S/520.00
	Pala recta con mango	25	15	10	S/80.00	S/800.00	S/160.00
							S/640.00
	Barretilla	1	1	1	S/308.00	S/308.00	S/308.00
							S/1,232.00
	Comba	25	3	22	S/70.00	S/1,540.00	S/308.00
							S/1,232.00
	Total						S/6,340.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 62: Egresos de costos por trabajador y alimentación los años proyectados

AÑO	Pago por trabajador	Números de trabajadores	Costos de Mano de obra anual	Total de trabajadores	Costo de alimentación diario	Costos de alimentación anual
2020	S/400.00	25	S/480,000.00	28	S/20.00	S/161,280.00
2021	S/400.00	25	S/480,000.00	28	S/20.00	S/161,280.00
2022	S/400.00	25	S/480,000.00	28	S/20.00	S/161,280.00
2023	S/400.00	25	S/480,000.00	28	S/20.00	S/161,280.00
2024	S/400.00	25	S/480,000.00	28	S20.00	S/161,280.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 63: Egresos de personal administrativo en los 5 años

COSTOS ADMINISTRATIVOS

PROFESIONAL	Pago mensual	2020	2021	2022	2023	2024
Ingeniero	S/2,000.00	S/24,000.00	S/24,000.00	S/24,000.00	S/24,000.00	S/24,000.00
Supervisor de Seguridad	S/1,800.00	S/21,600.00	S/21,600.00	S/21,600.00	S/21,600.00	S/21,600.00
Capataz	S/1,600.00	S/19,200.00	S/19,200.00	S/19,200.00	S/19,200.00	S/19,200.00
Total		S/64,800.00	S/64,800.00	S/64,800.00	S/64,800.00	S/64,800.00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 64: Resumen de los egresos en los 5 años proyectados.

EGRESOS							TOTAL
AÑO	EPP	COSTO DE MANO DE OBRA	COSTOS DE ALIMENTACIÓN	EQUIPOS	Costos de mantenimiento	Costos de administrativos	
2020	S/1,115.00	S/480,000.00	S/144,000.00	S/5,310.00	S/3,660.00	S/64,800.00	S/698,885.00
2021	S/6,410.00	S/480,000.00	S/144,000.00	S/6,340.00	S/3,660.00	S/64,800.00	S/705,210.00
2022	S/1,030.00	S/480,000.00	S/144,000.00	S/6,160.00	S/3,660.00	S/64,800.00	S/699,650.00
2023	S/6,275.00	S/480,000.00	S/144,000.00	S/7,485.00	S/3,660.00	S/64,800.00	S/706,220.00
2024	S/1,015.00	S/480,000.00	S/144,000.00	S/6,340.00	S/3,660.00	S/64,800.00	S/699,815.00

Fuente: Elaboración propia

Con respecto al **TIR** (tasa interna de retorno) cuyo fin es medir el porcentaje de beneficio o pérdida de las labores Séptima Maravilla II, de tal manera que, para su cálculo, se optó el interés del 12% porque es la cantidad mínima en la que se obtiene ganancia.

Tabla 65: Ingresos y egresos para la determinación del VAN

VAN			
AÑO	INGRESOS	EGRESOS	FLUJO NETO
0		S/30,000.00	-S/30,000.00

1	S/806,400.00	S/698,885.00	S/107,515.00
2	S/864,000.00	S/705,210.00	S/158,790.00
3	S/864,000.00	S/699,650.00	S/164,350.00
4	S/864,000.00	S/706,220.00	S/157,780.00
5	S/864,000.00	S/699,815.00	S/164,185.00
Total	S/4,262,400.00	S/3,539,780.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 66: VAN Y TIR

VAN	S/502,998.06
TIR	393%
B/C	1.2

Fuente: Elaboración propia.

Se refleja que existe un alto porcentaje del TIR, por lo que no existirá pérdida en la aplicación del método de explotación de cámaras y pilares, dado que la producción es constantes y ordenada, también con parámetros estandarizados cuyo fin es prolongar la vida útil de las labores Séptima Maravilla II.

Existe la posibilidad de que el precio de carbón disminuya, por lo que se evaluó tres escenarios cuyo precio de carbón es de 110, 100 y 95 nuevos soles, lo que conlleva a determinar un plan de contingencia. **(Ver Anexo N° 23)**

3.4 Determinación del método de extracción del mineral para la explotación de las labores Séptima Maravilla II.

Para determinar y seleccionar el método de explotación se tuvo en cuenta el estudio del VAN, en donde las condiciones económicas y técnicas son óptimas. Así mismo fue necesario contar con ciertos parámetros o características tomadas y estudiadas en las labores Séptima Maravilla II, de tal manera que permitan comparar con los criterios establecidos.

CARACTERIZACIÓN DEL YACIMIENTO:

Las labores Séptima Maravilla II presenta mantos de carbón con orientación horizontal e inclinados.

Tabla 67: *Características de las labores Séptima Maravilla II.*

Labor	Ángulo de inclinación de los mantos	Tipo de explotación	Condición Geológica	Longitud (metros)
1	38°	Subterránea Artesanal	Areniscas cuarzosas, Limolitas, limoarcillitas, depósitos de carbón y lutitas carbonosas.	120
2	40°	Subterránea Artesanal	Areniscas cuarzosas, Limolitas, limoarcillitas, depósitos de carbón y lutitas carbonosas.	200

Fuente: Elaboración Propia.

ESTRUCTURA DE LAS LABORES:

El acceso a las labores es por cruceros (20 metros), a partir de esa longitud se presenta el carbón antracítico.

El arranque del mineral es dado por las carretillas buggy, en donde los trabajadores llevan el carbón hasta la zona de acopio para luego ser depositados en sacos.

Las labores preparatorias consisten en construir zonas para la extracción del carbón, de tal manera que se evite paradas de labores y descenso en la producción.

Los diferentes métodos de explotación en labores subterráneas se diferencian por el material en estudio (tipo de roca y yacimiento) y el ángulo de inclinación de los mantos.

En este caso se optó en un minado de los siguientes métodos por sostenimiento Natural, Artificial y Hundimientos; por lo que la siguiente tabla resume:

Tabla 68: Resumen de los métodos de explotación subterránea según el ángulo de inclinación de los mantos.

Minado con Sostenimiento	Tipo de Minado	Tipo de Roca y Yacimiento	Ángulo de inclinación de los mantos
Natural	Cámaras y Pilares	Origen sedimentario (sales, carbón)	Menores a 40°
Artificial	Cuadros de Madera	Roca débil e intensamente fracturada	Ambas orientaciones
Hundimiento	Hundimiento por Bloques	Gran potencia y extensión	Baja Ley

Fuente: Elaboración Propia.

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECCIONADO:

Según los criterios de selección del método de explotación son geológicos, geomecánicos, geometría del yacimiento, tecnológicos y económicos. Es por lo que debido a la orientación e inclinación en la que se encuentra las labores se opta por el método de Cámaras y Pilares, en la cual consiste en la extracción de las cámaras, y los pilares actúan como soporte natural cuyo fin es controlar la inestabilidad. Así mismo es de bajo costo lo que permite una explotación moderadamente selectiva. También este método es dado para minerales blando (carbón) por lo que el arranque es natural y no se utiliza explosivos que causen daños.

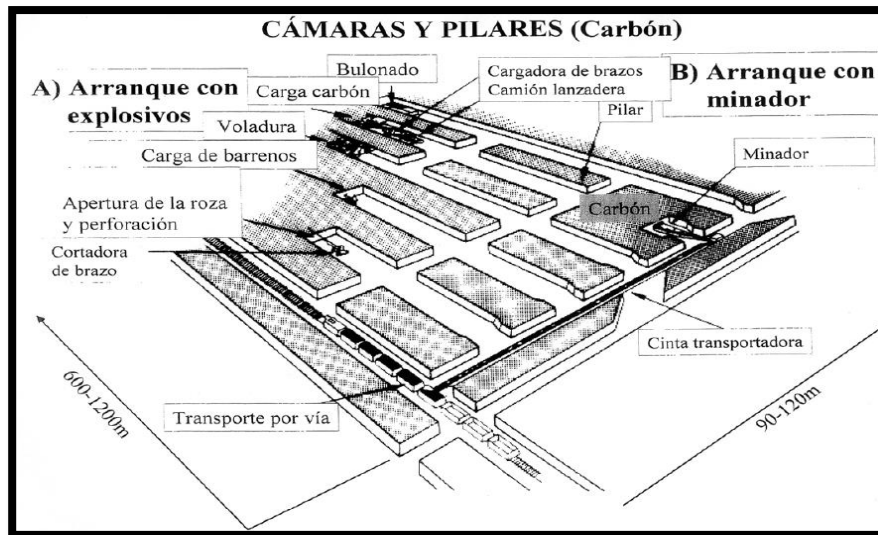


Figura 8: Método de explotación de Cámaras y Pilares en yacimientos de carbón.

Fuente: Manual del Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas (2007, pág. 117).

Por ello, se realizó una tabla a base de la metodología de minado de Nicholas (1981) con las características de las labores en estudio; lo cual ayudó en la determinación del método.

Tabla 69: Características del método de explotación de cámaras y pilares de las labores estudiadas.

Geometría del Yacimiento	
Potencia	2 metro
Buzamiento	30°
Profundidad del mineral (metros)	30
Tamaño	1.60 de ancho y 1.80 de alto
Aspectos Geotécnicos	
Fracturación (Techo)	Baja

Campo Tensional in situ (profundidad)	120 - 200 metros
Comportamiento Tenso - Deformación	Elástico
Aspectos Económicos	
Valor Unitario de la Mena	Medio
Productividad y Ritmo de Explotación	Alto

Fuente: Nicholas (1981)

Siendo más precisos, finalmente se opta por el método de explotación de Cámaras y Pilares (**Ver Anexos N° 19 y 20**); teniendo como aplicación a yacimientos inclinados (20° – 30°), cuyo alto es vertical superior y los espacios explotados son rellenados, de tal manera que los pilares son firmes y eso indica que es sujetado y mantiene seguras las labores.

En la siguiente figura se observa la distribución de los pilares y cómo se extrae el material de interés.

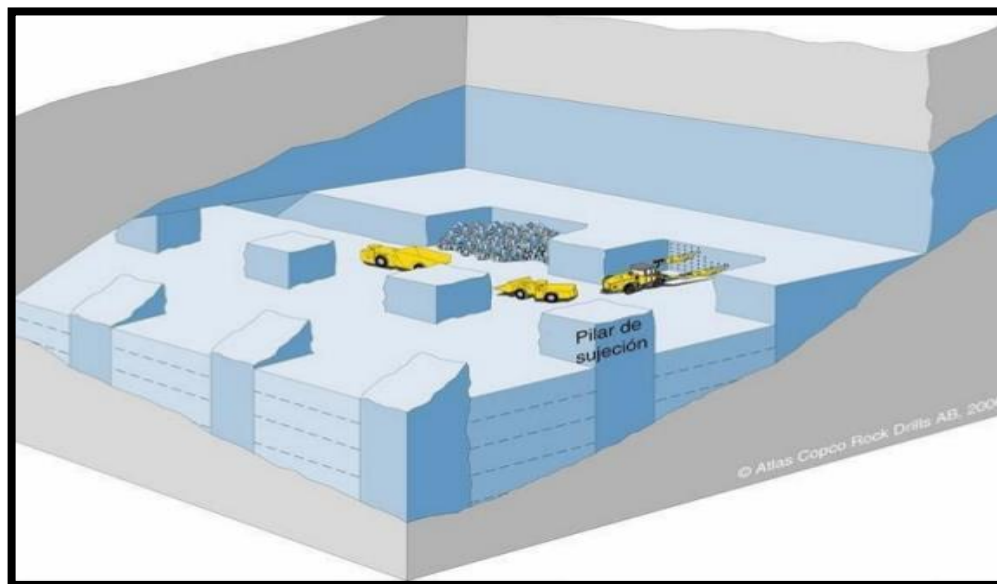


Figura 9: Cámaras y Pilares “Inclinados” – Extracción y arranque del mineral.

Fuente: Soto (2016, pág. 24).

PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN EN LA PRODUCCIÓN:

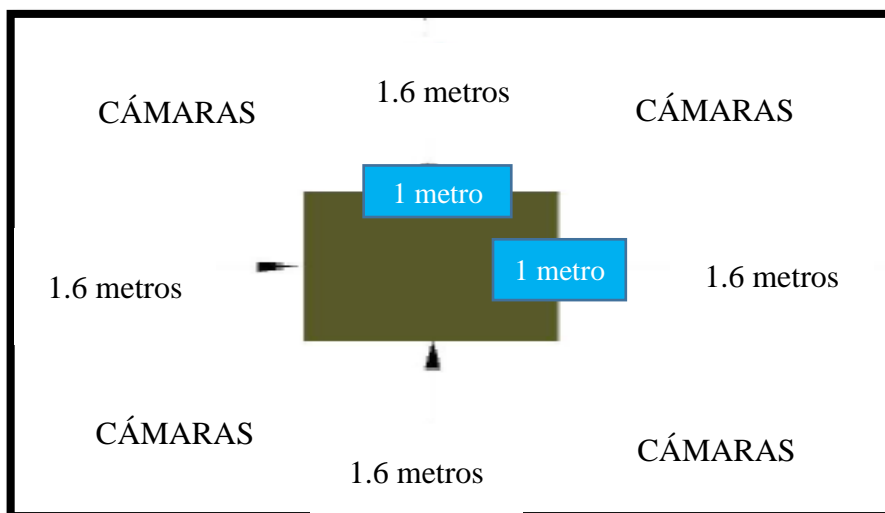


Figura 10: Cámaras y Pilares vista en planta.

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 70: Volumen del pilar.

PILAR	ANCHO	1 metro
	LARGO	1 metro
	ALTO	1.8 metro
	Volumen	1.8 m³

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 71: Volumen de la cámara.

CÁMARA	ANCHO	1.6 metros
	LARGO	1.6 metros
	ALTO	1.8 metros
	Volumen	4.61 m³

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 72: Porcentaje de recuperación.

		m ³	%
	Suma	6.41	100%

Porcentaje de recuperación	Pilar	1.8	28%
	Cámara	4.61	72%

Fuente: Elaboración Propia.

La determinación del factor de seguridad basándonos de diferentes autores teniendo como resultados los siguientes. (**Ver anexo 25**).

SOSTENIMIENTO:

El sostenimiento se da de manera natural ya que los pilares cumplen la función de sujetar las rocas, de tal manera que mantiene las labores seguras para la extracción de las cámaras del mineral de interés (carbón).

VENTILACIÓN:

La ventilación es natural, debido a que se tiene que construir chimeneas que proporcionen oxígeno, de tal modo que se minimice la contaminación producto del gas (grisú) y partículas de carbón.

IV. DISCUSIÓN:

Los resultados presentados confirman la veracidad de la hipótesis planteada que al realizar el estudio técnico – económico se determinará el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca. Por lo que, al realizar el estudio técnico mediante tablas de los equipos en las diversas áreas, número de trabajadores, alimentación, mantenimiento y producción en los 5 años proyectados, se logra estandarizar; en lo económico se incluyó costos de los parámetros técnicos mencionados anteriormente, cuyos datos sirvieron para realizar la evaluación a través del VAN – TIR para medir rentabilidad. De la misma manera para determinar el método de explotación fue necesario basarse en la metodología de Nicholas (1981) basadas en parámetros de la condición geométrica, geología, hidrogeológicos y geomecánicos, para llegar a seleccionar el más adecuado y eficiente para la mejora en la producción. Es por eso que se afirma en la investigación de Trigueros (2016) cuyo estudio es dado en Yacimientos de Mármol y calizas en España, que es necesario realizar un estudio técnico

– económico desarrollando una metodología para la determinación de los costos y así optar la selección del método de explotación teniendo en cuenta los diferentes procesos y parámetros, siendo el método de explotación subterránea con sostenimiento natural de cámaras y pilares lo que resultó el más accesible en minería artesanal no metálica.

Teniendo en cuenta a Bautista (2017), en la Unidad Operativa Pallancata - Proyecto Pablo Compañía Minera Ares S.A.C. detalla la explotación del material mineralizado desarrollándose de manera empírica, en la cual mantuvo un estudio teniendo en cuenta la producción del proyecto San Pablo en los meses de Mayo hasta Octubre, dando como resultados de 284 TM/Mes, 289 TM/Mes, 335 TM/Mes, 329 TM/Mes, 361 TM/Mes y 323 Tm/Mes, siendo un proyecto en la que no se explota con organización y planificación en las actividades mineras; por lo que se está de acuerdo con la investigación realizada en las Labores Séptima Maravilla II, en donde se explota sin tener o contar con criterios necesarios, por lo que no conllevan una secuencia ordenada en la extracción del mineral. Reflejando en el 2015 la producción de 1280 toneladas anuales, 2016 (2060 tn/año), 2017 (2920 tn/año), 2018 (4776 tn/año) y en el 2019 (4224 tn/año), deduciendo que la producción no fue constante debido a diversos factores. Por ello, se estimó realizar tablas resumen de los costos que se dieron desde el año 2015 al 2019, obteniendo egresos en el año 2015 (s/. 92,912.00 nuevos soles) y en el 2019 (s/. 373,489.00 nuevos soles) llegando a una diferencia de s/. 514,467.59 nuevos soles ya que en el 2017 se empezó a explotar la segunda labor lo que originó un aumento de producción.

Por otro lado, el autor mencionado anteriormente, planteó que para la caracterización de la zona de explotación se necesita las dimensiones de la labor, geometría de las vetas, características geomecánicas y geológicas, siendo las dimensiones de sus galerías 4.0 m x 4.0 m, mientras en su geología la veta tiene una potencia que alcanza un promedio de 25 metros y el mineral predominante es los sulfosales de plata. Por ello todo lo mencionado se relaciona con el trabajo de investigación, siendo el carbón antracítico el material preponderante con características distintas. Así mismo, se realizó el levantamiento topográfico con brújula colgante obteniendo datos de la orientación de las labores y la brújula Brunton para la inclinación de los mantos teniendo como resultados promedio 38°-40°, para luego realizar con las tablas geomecánicas el estudio de RMR determinando la

calidad del macizo rocoso, en los primeros 20 metros (cruce) presenta roca buena, a partir de ello existe roca pobre. La labor N.º 1 tiene como dimensiones 1.6 m x 1.8 m y la Labor N.º 2 (1.25 m x 1.8 m). Para el estudio geológico regional se tuvo como referencia el cuadrángulo Lonya Grande (13-g) con coordenadas UTM 5° 30' de latitud Sur y 77° 00' a 78° 30' de longitud Oeste; en lo local pertenece al grupo Goyllarizquisga (Ki – g) con presencia de lutitas carbonosas, areniscas y depósitos de carbón antracítico. Por último, el estudio hidrogeológico muestra que es alimentada por un acuífero Poroso No consolidado Alta perteneciendo al sistema Cretácico inferior marino Continental con alternancia de lutitas y arenas.

Se está de acuerdo con el autor Ramírez (2017) en su estudio elaborado en el Yacimiento Amancaya, afirma que para obtener un método de explotación se necesita realizar un estudio técnico – económico por la obtención de los diferentes costos que requiere en un proyecto, ya que es importante porque según lo mencionado se determinará el método viable para el proyecto en todos los aspectos que se estima. Para ello calcula el Valor Actual Neto obteniendo 56,8 millones de dólares. En nuestro trabajo de investigación para la rentabilidad del nuevo proyecto se optó por 5 años de proyección en la que se estableció una producción constante de 25 toneladas diarias, con un total de 28 trabajadores en la que solo 25 realizan el proceso de producción. También los egresos fueron estandarizados entre ellos cantidad de trabajadores, alimentación, equipos de protección personal, equipos de producción, costo de administrativos y mantenimiento, en la que se realizó operaciones correspondientes resultando un monto de 502,998.06 nuevos soles; resaltando que el autor nos presente un proyecto de gran minería algo muy diferente a nuestro trabajo ya que la extracción del carbón será por el método de cámaras y pilares, dando por ende la diferencia de montos. Por otro lado, el autor Arteaga (2005), tiene como resultados que para obtener conocimientos de planificación en procesos mineros es vital el manejo de los costos, ya que de ello depende que la empresa obtenga un punto de equilibrio, algo que se valida con el trabajo de investigación en la que los resultados que se obtuvieron dependen mucho de los costos que se trabajaron para el inicio de proyecto, llegando a obtener el cálculo del VAN alto, indicando viabilidad y rentabilidad.

Quispe (2013), en la Corporación Minera Amanea S.A, determina el método de explotación subterránea de cámaras y pilares con parámetros geológicos, geomecánicos afirmando que es necesario conocer los ángulos de inclinación de los mantos mineralizados (30°), orientación de las labores, condiciones hidrogeológicas, potencia de los mantos y producción diaria. Es por ello que para realizar su estudio geomecánico empleó tablas geomecánicas RMR con un promedio de 77 existiendo roca Buena, así mismo el estudio del RQD (%) tiene como promedio 98 determinado por las 10 muestras, el GSI es evaluado manualmente cuyo promedio fue 72, el autor optó por realizar las pruebas en laboratorio ya que al realizar la toma de datos en campo con el martillo de Schmidt se tiene roca dura; caso contrario en nuestro trabajo de investigación, la cual es una roca menos competente, predomina roca pobre, se realizó in-situ aplicando las tablas geomecánicas para la determinación de la calidad de roca para así detallar qué método es aplicable para las labores Séptima Maravilla II, siendo eficiente el de cámaras y pilares, ya que nuestro ángulo de inclinación es de 30° pero para realizar la selección del método se dio gracias a la metodología de Nicholas (1981) basado en la geometría del yacimiento, condiciones de las labores y costos de operación. Así mismo Escalante (2011), en la Concesión Cazadero 12 propone un método de explotación subterránea ligado con la viabilidad que tiene el proyecto basándose en la descripción y el desarrollo de los instrumentos para llevarlo luego a la toma de decisión que le permitieron la estimación y beneficio para la extracción del material mineralizado (Carbón) en dónde ella obtuvo como resultado la anchura de la concesión cuya superficie es de 500 Ha, determinando el ángulo de inclinación de 30° , como también el índice de calidad de la roca de todas las labores que le corresponden a la concesión predominando la clase mala, por ello utiliza el método de cámaras y pilares con sostenimiento natural, lo cual se corrobora con la investigación presentada ya que nuestros resultados también se presenta roca pobre según las tablas geomecánicas RMR de la clasificación de Bieniawski.

V. CONCLUSIONES:

1. Se diagnosticó mediante tablas resumen la cantidad de equipos de protección personal, arranque, extracción del mineral, producción y costos de operación reflejando una variación del total de equipos y costos en el transcurso de los años (2015 - 2019), obteniendo así egresos de S/. 1, 250, 430. 50 nuevos soles y los ingresos de S/. 1, 391,320.00 nuevos soles, en lo que se deduce ganancia. Además, la producción no fue constante.
2. Se caracterizó la zona de estudio realizando un levantamiento topográfico teniendo como datos que las Labor 1 tiene como coordenada N 9284139.84 - E 777866.56, la labor 2 (N 9284156.58 - E 777869.84) tomadas por el GPS WSG84; la inclinación de los mantos de 38° y 40° respectivamente. En la geología regional se encuentra ubicada en cuadrángulo Lonya Grande (13-g), mientras en la geología local pertenece al grupo de Goyllarizquisga (Ki-g) predominado por areniscas cuarzosas con diferentes tonos, lutitas carbonosas, limolitas, limoarcillitas y depósitos de carbón Antracítico. Así mismo su hidrogeología es alimentada por un Acuífero Poroso No Consolidado Alta, conformada por rocas sedimentarias detríticas de partículas muy pequeñas de arena. Y por último se realizó el estudio Geomecánico de ambas labores con diferente profundidad (120m y 200m), mostrando calidad de roca BUENA y POBRE presentado características diferentes.
3. La evaluación económica en los 5 años proyectados, con una tasa de interés de 12% a través del VAN (Valor actual neto) se obtuvo S/. 502,998.06 nuevos soles, con un beneficio y costo de 1.2, mientras el TIR (Tasa interna de retorno) fue de 393%. Concluyendo la rentabilidad que existe al implementar el método determinado para la extracción del carbón antracítico.
4. Se determinó el método de explotación gracias a los parámetros establecidos, siendo el de cámaras y pilares el que esté de acorde a dichos estudios, teniendo en cuenta al ángulo de inclinación de los mantos (38° – 40°); ya que los pilares actúan como soporte natural controlando la inestabilidad. Otro motivo fue lo económico porque es de menor costo permitiendo así una explotación moderada selectiva.

VI. RECOMENDACIONES:

- Se recomienda a la empresa CIA Minera Cleofe S.R.L., la implementación del método de explotación siendo más eficiente, para ello se necesita realizar nuevos dimensionamientos de ambas labores para cumplir con una extracción óptima del material mineralizado, procediendo con la sustitución de equipos tales como la carretilla Buggy por el furgón minero hidráulico.

- Se debe implementar un sistema de bombeo, con la finalidad de limpiar las vías de accesos, los cuales son acumulados por charcos de lodo producto a las infiltraciones de agua que se encuentra en el interior de las labores.

- Así mismo, generar nuevas vías de acceso en la superficie, con rampas cuyas pendientes sean óptimas para el traslado del material mineralizado (carbón), debido a que por efectos climatológicos los accesos se encuentran deteriorados.

- Es recomendable realizar un centro de acopio bajo sombra en donde las lluvias constantes no perjudiquen al carbón de interés; evitando pérdidas.

- Se recomienda que para el cierre de mina los pilares se extraigan en retirada con el fin de recuperar el 100% de material de interés.

REFERENCIAS

ARTEAGA, Ricardo. Manual de evaluación técnico-económico de proyectos de inversión [en línea]. España: Organismo Autónomo de la Administración del Estado, 2005. [Fecha de consulta: 23 de septiembre del 2019]. Disponible en: http://info.igme.es/SidPDF/067000/513/67513_0001.pdf ISBN: 84-7840-077-X

BAUTISTA, Julio. Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – Proyecto Pablo - Compañía Minera Ares S.A.C. Tesis (Ingeniería de minas) Puno: Universidad Nacional del Altiplano. Disponible en https://www.academia.edu/36712413/UNIVERSIDAD_NACIONAL_DEL_ALTIPLANO_FACULTAD_DE_INGENIERIA_DE_MINAS_INGENIERO_DE_MINAS?fbclid=IwAR3riAtZNR1qCUivsoHfxh2mzfz4u_H_BvUkmHuP_omKB_kPII96CtzPfMs

BECERRA; Rudy, CUEVA, Percy; DÁVILA, Willy; GARCÍA, Alejandra; HUAMAN, Wilder; SPELUCIN, Cristhian y VERGARA, Bertha. Minado por Chimenea. Universidad Nacional de Cajamarca. Perú. Disponible en: <https://es.scribd.com/doc/316371435/Minado-Por-Chimeneas>

CARMONA, Diana & FERNÁNDEZ, Víctor. Caracterización integrada de Yacimiento petroleros. Tesis (Ingeniero(a) Petrolero (a)) Ciudad de México: Universidad Nacional Autónoma de México. Disponible en <http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/xmlui/bitstream/handle/132.248.52.100/5459/TESIS%20CARACTERIZACION%20INTEGRADA%20DE%20YACIMIENTOS.pdf?sequence=5&fbclid=IwAR1aJ3kn14VC7VfgcKPgKOYYLvmfiMAWbgxGQs1NSRfTQX2eF5e-4Vgs4k>

CASTILLO, Daniel. Evaluación del sistema de ventilación de la mina El Roble, Colombia. Tesis (Ingeniería de minas) Sogamoso: Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia, 2017. Disponible en: <https://repositorio.uptc.edu.co>

CAVIERES, Fernando. Modelo de habilitación de puntos de extracción de minas subterráneas en un sistema de optimización de planes mineros de Largo Plazo, Chile. Tesis (Ingeniería de minas) Santiago: Universidad de Chile, 2013. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl>

CHAVEZ, Javier & VERA, Luis. Evaluación técnica – económica a nivel conceptual del proyecto Katerina. Tesis (Ingeniero de Minas). Lima: Universidad Pontificia Católica del Perú. Disponible en: <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/8295>

CHIRCCA, Gricelda & SARAIVA, Gilmer Iván. Diseño y Planeamiento de minado para incrementar la producción en el yacimiento Hullifero Alto Chicama – La Banda – Otuzco – La Libertad – 2017. Tesis (Ingenieros de Minas) Apurímac: Universidad Nacional Micaela Bastidas. Disponible en: http://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/603/T_0326.pdf?sequence=1&isAllowed=y.

COOK, John – SERIE DE ARTÍCULOS: LA GEOMECÁNICA: 15 de Junio 2011. Disponible en: <file:///E:/trabajoso%20previos%20tesis/geomecanica.pdf>

DELGADO, Elkin. Diseño del método de explotación bajo tierra sobre plataforma de software SURPAC para la mina el santuario Minas Paz del Río S.A, Colombia. Tesis (Ingeniería de minas) Sogamoso: Universidad Pedagógica y tecnológica de Colombia, 2017. Disponible en <https://repositorio.uptc.edu.co>

ESCALANTE, Karla. Elaboración de una propuesta de explotación subterránea de carbón en la etapa de ingeniería conceptual para la concesión cazadero 12, ubicada en el municipio Lobatera en el estado Táchira. Tesis (Ingeniería de minas) Caracas: Universidad Central de

Venezuela. Disponible en <https://es.scribd.com/document/182933158/Tesis-Explotacion-subterranes-decarbon?fbclid=IwAR0NzOcWf8izUHWQ7irPB18TgvvzZoEGiuUuMryYat0cIBSr3OdH6fLIdA>

ESPINOZA, Juan. Sostenimiento mecanizado en labores mineras, en la compañía de minas Volcán S.A.A. – Unidad De Producción Andaychagua, Perú. Tesis (Ingeniería de minas) Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú, 2011. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu>.

EXPLOTACIÓN Subterránea métodos y casos prácticos por Oscar Llanque [et al.]. Puno. Editorial Perú Offset Editores, 1999. 63 pp.

FUENTES, Pilar. Geología – Módulo III: Recursos Hídrico. Máster en Ingeniería Medioambiental y Gestión del Agua. Disponible en: <file:///C:/Users/Lore/Desktop/tesis/componente45396.pdf>

GUERRERO, Eduardo. Implicaciones de la Minería en los Páramos de Colombia, Ecuador y Perú, 2009. Disponible en <http://www.bibliotecavirtual.info>

HERNANDEZ, Raúl Hernán. 26 de Febrero 2010. Disponible en: https://www.academia.edu/25040736/M%C3%A9todos_de_Estimaci%C3%B3n_de_reservas

HERNÁNDEZ, Roberto, FERNÁNDEZ, Carlos y BAPTISTA, María del Pilar. Metodología de la Investigación [en línea]. 6ª edición. México, 2015 [fecha de consulta: 20 de mayo de 2019]. Disponible en: <http://observatorio.epacartagena.gov.co/wp-content/uploads/2017/08/metodologia-de-la-investigacion-sexta-edicion.compressed.pdf>.
ISSN: 978-1-4562-2396-0

HERRERA, Hugo. Revista – Etapas en la vida de un Proyecto Minero, chilena de ingeniería de minas. [en línea]. Chile, 2008. [fecha de consulta: 15 de mayo 2019]. Disponible en: <http://www.sonami.cl/site/wp-content/uploads/2016/04/04.-Etapas-en-la-vida-de-un-proyecto-minero.pdf>

HUAYPAR MEDINA, Catalina & MEDINA JANAMPA, Hugo. Costos de operaciones mineras subterráneas [en línea]. Ecuador: Informe Académico. Disponible en: <http://www.geco.mineroartesanal.com>

INGENIERÍA DE MINAS basada en la evidencia. *Boletín de Ciencias de la tierra*. [Boletín]. Colombia: Web de Álvaro Castro. [Fecha de consulta: 17 de abril del 2019]. Disponible en: <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/733?fbclid=IwAR1V4hGy4VcTwoNLIEEN0SXyp2aYVwC96lZRJrvclrh89Wsz2lFXzC-QhGc>

INGENIERÍA DE MINAS basada en la evidencia. *Cálculo de parámetros determinantes en la preparación de un circuito de ventilación en minería subterránea de carbón usando programación estructurada* [boletín]. Colombia: web de Luis Kerguelen Bendeck. [Fecha de consulta: 16 de abril de 2019]. Disponible en <https://revistas.unal.edu.co>

MATTHEW, James – EL CARBÓN Y SUS PROPIEDADES. 01 de Abril 2017. Disponible en: <https://sites.google.com/site/elcarbonoysuspropiedades/>

MAYA, Esther. Métodos y técnicas de investigación. Universidad Autónoma de México. Disponible en: http://arquitectura.unam.mx/uploads/8/1/1/0/8110907/metodos_y_tecnicas.pdf

MEDINA, Victor Hugo. Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A. – 2016. Tesis

bachillerato (Ingeniería de Minas) Puno: Universidad Nacional del Altiplano. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6510/Medina_Aguilar_Victor_Hugo_I.pdf?sequence=1&isAllowed=y

MEDINA, Gricelda. Técnicas de investigación de campo. 11 de Noviembre del 2013. Disponible es: <https://es.slideshare.net/griseldamedinaramos/tcnicas-de-investigacin-de-campo>

MENDOZA, Carlos. Levantamiento Topográfico. 12 de febrero de 2012. Disponible en: <http://www.eumed.net/libros-gratis/2011b/967/el%20levantamiento%20topografico%20y%20la%20taquimetria.html>

MINADO por chimeneas presentado por Rodolfo Becerra [et al.]. Cajamarca: Universidad Nacional de Cajamarca. Disponible en: <https://es.scribd.com/doc/316371435/Minado-Por-Chimeneas>

MVCS. Norma técnica: Elementos para la determinación del costo horario de los equipos y la maquinaria del sector de construcción [en línea]. Boletín. [Fecha de consulta: 24 de Septiembre del 2019]. Disponible en: <http://www.vivienda.gop.pe>

QUISPE, Avelino. Plan de minado subterráneo aplicado en la corporación minera Ananea S.A. Tesis (Ingeniero de Minas) Lima: Universidad Nacional de Ingeniería. Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1089/1/chavez_va.pdf

RAMÍREZ, Rodrigo. Análisis técnico-económico de la explotación del yacimiento Amancaya. Tesis (Ingeniero Civil de Minas) Santiago de Chile: Universidad de Chile. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/149545>

REVISTA – Consejo de Competencias Mineras, chilena de ingeniería de minas [en línea]. Chile, 2017. [fecha de consulta: 12 de mayo 2019]. Disponible en: http://www.ccm.cl/wp-content/uploads/2017/04/2.-CCM2017_Cuadernillo_extraccion-1.pdf

REVISTA mexicana de ingeniería civil, hidráulica, urbana, geológico – minera y medioambiental [en línea]. México, 2014. [fecha de consulta: 12 de mayo 2019]. Disponible en:

https://www.geocontrol.es/geocontrol/images/pdf/05CELADA_GEOCONTROL_BINEIA_WSLKI_ACTUALIZACION_DEL_RMR_INGEOPRES.pdf

REVISTA peruana de Seguridad Minera Desprendimiento de roca [en línea]. Lima: OSINERGMIN, 2018 [fecha de consulta: 16 de abril del 2019]. Disponible en <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/casos-de-accidentes-por-desprendimiento-de>

[rocas/?fbclid=IwAR2wUo6Kx9o04cxbCKfU1hHChYlrKjTx6VUiIWITw91r8j1tRfCrfcJ8KE](http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/casos-de-accidentes-por-desprendimiento-de-rocas/?fbclid=IwAR2wUo6Kx9o04cxbCKfU1hHChYlrKjTx6VUiIWITw91r8j1tRfCrfcJ8KE)

REVISTA peruana de Seguridad Minera Gaseamiento [en línea]. Lima: OSINERGMIN, 2018 [fecha de consulta: 16 de abril del 2019]. Disponible en <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/casos-de-accidentes-porgaseamiento/>

[porgaseamiento/?fbclid=IwAR2dIttI_NdHWUvrC9Tn6zboORXcAw2szGInxD4f70YhKPBEWBAtFJLjKRU](http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/casos-de-accidentes-porgaseamiento/?fbclid=IwAR2dIttI_NdHWUvrC9Tn6zboORXcAw2szGInxD4f70YhKPBEWBAtFJLjKRU)

REVISTA peruana de Seguridad Minera, Reporte semestral de monitoreo del mercado de productos mineros segundo semestre del 2016 [en línea]. Lima: OSINERGMIN, 2017 [fecha de consulta: 16 de abril del 2019]. Disponible en http://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/Institucional/Estudios_Economi

cos/Reportes_de_Mercado/RSM MMI2016.pdf?fbclid=IwAR2IKz9JMI n2McfZV6t7Onn-FDHW O24up8aUM7a4HtjTY_VlhnjwpMJBjwM

SAAVEDRA, Luis. Métodos de explotación Subterránea. Tesis (Ingeniería de minas) Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. Disponible en: <https://es.scribd.com/document/262178642/Metodos-de-Explotación-Subterránea>

SALVATIERRA, Christian. Análisis global de costos en operaciones de mina subterránea. Trujillo – Perú: INTERCADA. Disponible en: <https://es.slideshare.net/christian04es/analisis-global-de-costos-en-operaciones-de-mina-subterranea>

Seguridad minera. Guía metodológica para presentación de proyectos mineros subterráneos. Chile: SERNAGEOMIN. Disponible en: <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/12/GUIA-MINA-SUBTERRANEA.pdf>

SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO – Hidrogeología. 22 de Marzo 2013. Disponible en: https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Hidrogeologia.html

SUÁREZ, Roxana – PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS. 02 de Julio 2014. Disponible en: <https://es.slideshare.net/RoxanaSurezCampos/propiedades-fsicas-y-quimicas-de-la-materia>

TRIGUEROS, Emilio. Parámetros de viabilidad para la explotación de mármol y calizas marmóreas mediante métodos de explotación subterráneos, España. Tesis (Ingeniería de minas) Vigo: Universidad de Vigo. Disponible en http://repositorio.upct.es/bitstream/handle/10317/1971/pve.pdf?sequence=1&isAllowed=y&fbclid=IwAR0yxZV3x5psZjXUpH9d7WtKg1d2O_ZiaataIBMoUfV9Rsx8e89AUi21Jtk

VEGA, Erick, CONDORI MEDINA, Julio y FLORES SENG, Oliver. Diseño y

descripción del método de explotación de cámaras y pilares. Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Disponible en: <https://es.scribd.com/document/223693499/Minado-Por-Camaras-y-Pilares>

VEGA, Miguel. Sistema de información para evaluaciones financieras y análisis de sensibilidad de proyectos de inversión minera en el Perú. Tesis (Ingeniero Informático). Lima – Perú: Pontificia Universidad Católica del Perú, 2014. Disponible en: http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/123456789/5958/VEGA_MIGUEL_CURICH_PEDRO_SISTEMA_INFORMACION_EVALUACIONES.pdf;sequence=1

LLANQUE, Oscar; NAVARRO, Valeria; DURANT, Jorge; COÍLA, Yajaira; CALDERÓN, Rogelio; TAPIA, Humberto; CAMAC, Esteban (1999). Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos (Primera Edits.) Puno, Perú; Perú Offset Editores. Disponible en: <http://repositorio.upn.edu.pe>.

ANEXOS:

Anexo 1 : Matriz de Consistencia

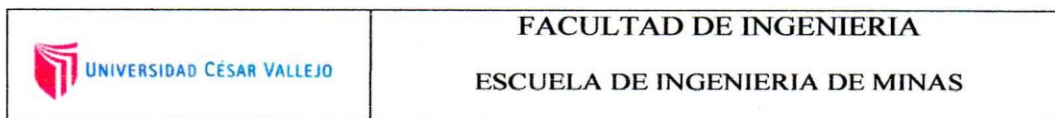


Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca

PROBLEMA	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS	VARIABLE	MÉTODO
Explotación Subterránea Inadecuada	¿Cómo se determina el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca?	- Realizar un estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca.	Si se realiza el estudio técnico-económico se determinará el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II – Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca.	VARIABLE INDEPENDIENTE	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN El tipo de investigación es cuantitativo con el diseño de investigación descriptivo propositivo.
		OBJETIVOS ESPECÍFICOS		Estudio técnico – económico	
		- Diagnosticar la situación actual de las labores Séptima Maravilla II. - Caracterizar las zonas de explotación.		VARIABLE DEPENDIENTE	
		- Realizar la evaluación económica a través del VAN – TIR para medir rentabilidad. - Determinar el método de		Determinar el método de Explotación	

		extracción del mineral para la explotación de las labores Séptima Maravilla II			
--	--	--	--	--	--

Anexo 2: Validación de instrumentos de recolección de datos.




VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los docentes que suscriben el documento son: el Mg. Ing. Cotrina Teatino Marco Antonio con DNI 41872247, especialista en Ingeniería Geomecánica. El Ing. MBA. Gonzales Torres, Jorge Omar con DNI: 43703713, especialista en Ingeniería de Minas y Planificación y Gestión de proyectos mineros y la M. Sc. Aguinaga Vásquez Silvia Josefina, con DNI: 16790469 con la especialidad en Metodología dan conformidad a los instrumentos que fueron sometidos a una evaluación y validación, con la finalidad de que sean aplicados por los estudiantes responsables Olano Benzaquen Loren Milagros y Piscoya Villegas Rosa Lidia en la investigación titulada: Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II, Cia Minera Cleofe S.R.L – Chalamarca.

Dejamos evidencia de lo evaluado firmando el presente documento para los fines que sean necesarios.


Chiclayo, 30 de septiembre de 2019

Atentamente.



Ing. Mg. Cotrina Teatino
Marco Antonio

DNI: 41872247



Ing. MBA. Gonzales Torres

Jorge Omar

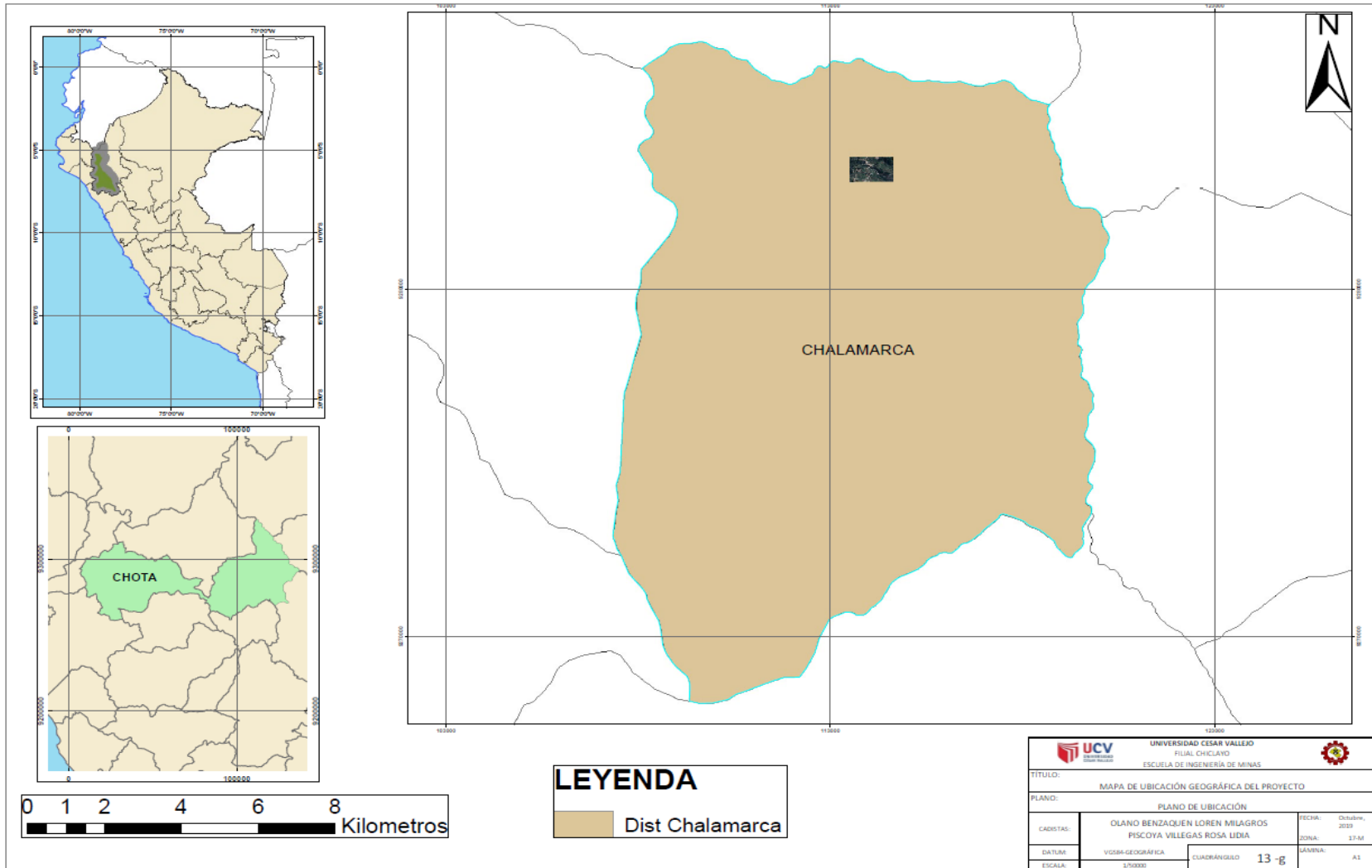
DNI: 43703713



M. Sc. Aguinaga Vásquez
Silvia Josefina


DNI: 16790469

Anexo 3: Ubicación Geográfica del lugar de estudio.




Fuente: Elaboración propia

Anexo 4: Guía de observación

		<h2 style="text-align: center;">GUÍA DE OBSERVACIÓN</h2>			
Título: Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II de la Cia Minera Cleofe S.R.L – Chalamarca.		Fecha		11 de Septiembre del 2019	
Objetivo: La guía de observación tiene como objetivo fundamental recoger información para diagnosticar la situación actual y caracterizar las labores Séptima Maravilla II.		Alumnas		Olano Benzaquen Loren Milagros Piscoya Villegas Rosa Lidia	
UBICACIÓN		Distrito Chalamarca - Provincia de Chota - departamento Cajamarca.			
ACCESOS		Chota - Chalamarca - Vía Carroable : 30km. - Piscoyunga 7km.			
TRANSPORTE		Moto lineal - Camionetas - caminando			
TIPO DE MATERIAL		Carbón de tipo antracítico			
TIPO DE PROCESO MINERO		SUBTERRÁNEA		SUPERFICIAL	
		X			
PRESENCIA DE AGUA SUBTERRÁNEA		PRESENTA	NO PRESENTA	OBSERVACIÓN	
		X		Humedad	goteo.
CANTIDAD DE TRABAJADORES		14 trabajadores para ambas labores.			
CANTIDAD DE EQUIPOS		PALANAS	CARRETILLAS	PICO	
		14	15	15	2 barretilla. 3 cortacbos.
CANTIDAD DE EPP		CASCO	GUANTES	LINTERNAS	
		20	19	21	general > 18 topografía punto 1/17 de bita

Anexo 5: Lista de verificación

 UCV UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO		LISTA DE VERIFICACIÓN		
Título: Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación en las labores Séptima Maravilla II-Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca.			Fecha	12 / 09 / 2019
			Alumnas:	Olano Benzaquen Loren Milagros Piscoya Villegas Rosa Lidia
Objetivo: La lista de verificación tiene como fin analizar si se cumple con los procesos en la explotación para así determinar el método adecuado en las labores Séptima Maravilla II.			Observación	
MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	CUENTA	NO CUENTA	SI CUENTA(MENCIONAR)	→ Manera desordenada. → Sin secuencia de explotación y arranque.
	X		artesanal empírica	
SOSTENIMIENTO	ADECUADO		DEFICIENTE	→ No soporta los puntos el esfuerzo de la caja techo
			X	
VENTILACIÓN	EXISTE		NO EXISTE	→ Ni mecanizado → Ni natural
			X	
PRODUCCIÓN	BAJA		ALTA	
	X			-----
ARRANQUE	¿De qué manera?			- utilizando pico y barretelli.
	Desbroze			
CARGA	¿Cuáles son los equipos que utilizan, y de qué?			
	Para cargar la palanca y el acarreo - extracción es por carretilla buggy.			-----
EXTRACCIÓN	¿Cómo?			Las cuerdas necesitan de la fuerza humana para ser transportadas.
	Carretilla Buggy.			
DRENAJE	SI		NO	Pa que el agua escurre por las labores.
			X	

Anexo 6: Entrevista al contratista: Señor Jaime Cubas Acuña.

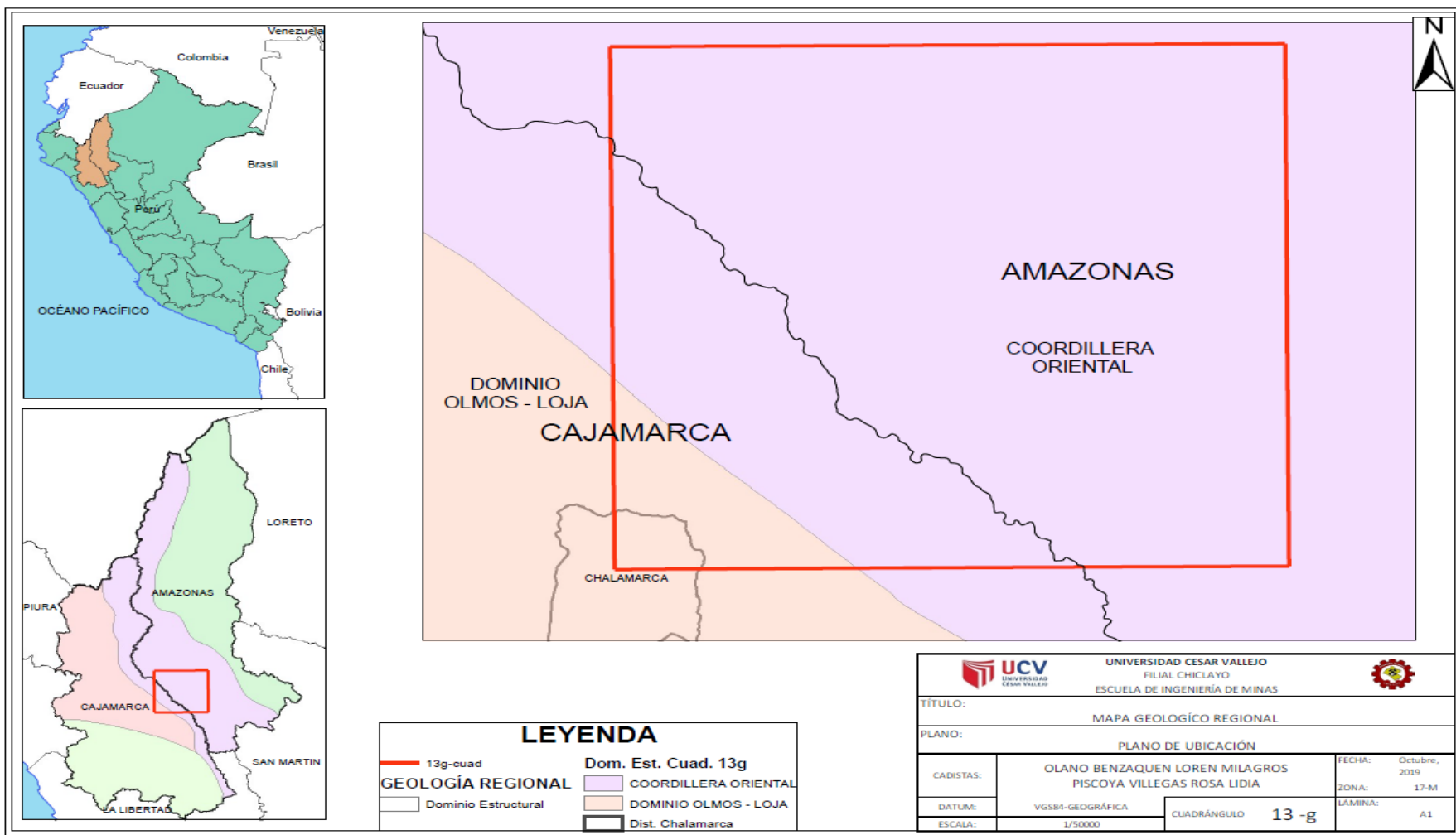
Fecha: 28-10-2019

Entrevistado: Jaime Cubas Acuña

GUÍA DE ENTREVISTA	
Contratista: Jaime Cubas Acuña	
PREGUNTAS	
¿Cuántos trabajadores?	
	En la actividad/4 (varían por el año)
¿Desde qué año empezaron a extraer carbón?	
	2015 → bocamina (enero - marzo) → 2017 → (enero - abril)
¿Cantidad actual de equipos para la explotación?	
	54 → 14 palas recta con mango - 3 combos - 2 martillos 15 picos; 2 barretillas - 15 barretillas buggy neumáticas
¿Cuántas toneladas por semana extraen?	
	→ 19 tn/diaria → 144 tn/semana
¿Cuál es la jornada laboral de los trabajadores?	
	6 veces por semana / con 8 horas diarias de trabajo
¿Qué equipos utilizaron para la apertura de la bocamina?	
	Martillo neumático con explosivos (dinamita) - Exadil
¿Con qué equipos empezaron a extraer el carbón?	
	carcas, cuero, zapatos punta de acero, linternas, lentes de seguridad y guantes de seguridad.
¿Cuándo se empezó a extraer, contaron con equipos de protección? ¿Cuantos?	
	Si; total un aproximado de 38.
¿Cantidad actual de equipos de protección personal?	
	116
¿Cuánto está la mano de obra?	
	Cambió de acuerdo al año de trabajo. 400 soles por semana. (actualmente)
¿Cuánto fue la inversión inicial?	
	* 30 000 soles. (dato fijo y comprobado por libros de gastos)
¿Costo por tonelada del carbón?	
	S/ 120.00.

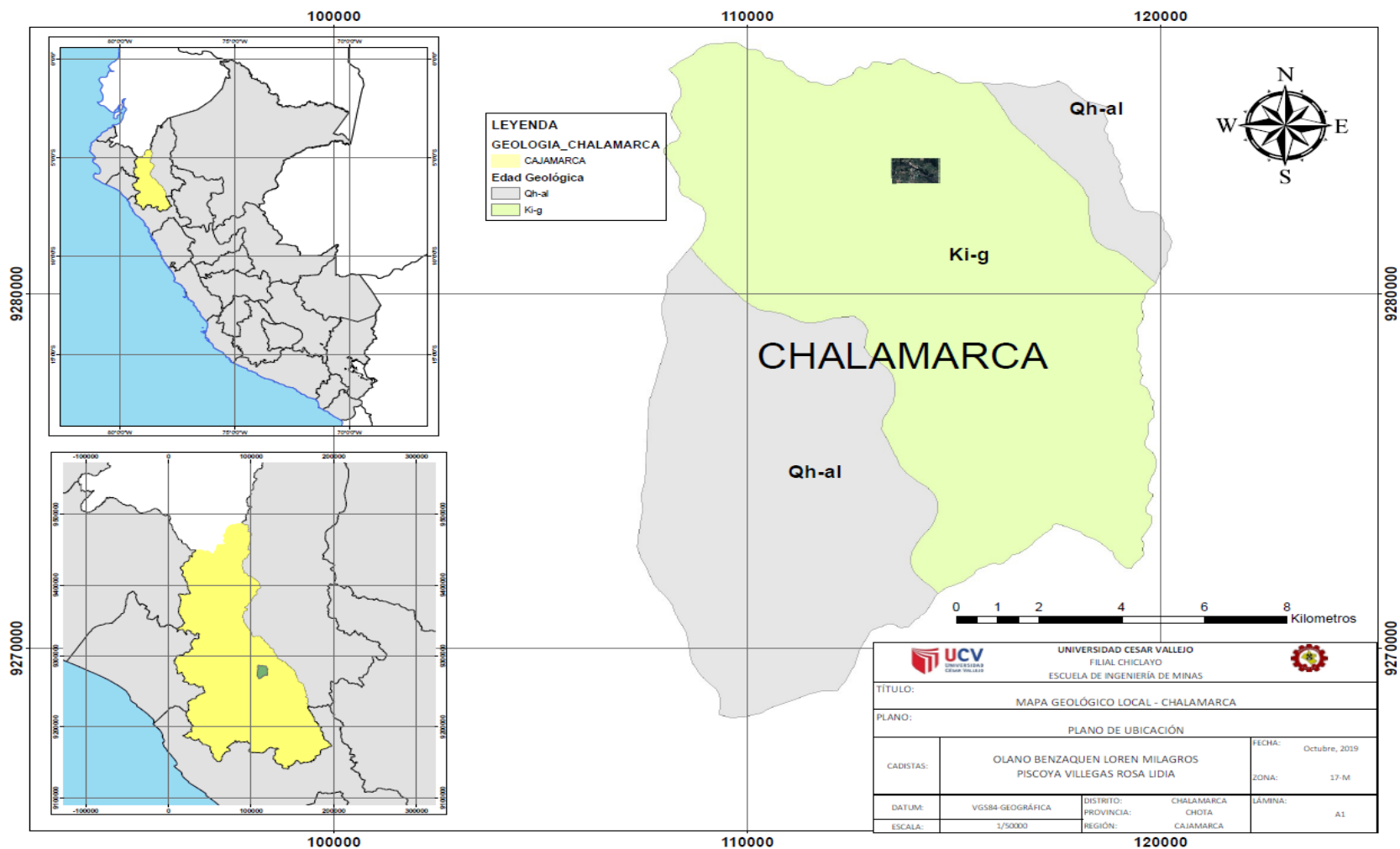
Realizado: Olano Benzaquen horeu
 la entrevista por Discaya Villegas Pasa Lidia.

Anexo 7: Mapa Geológico Regional de la zona de estudio.



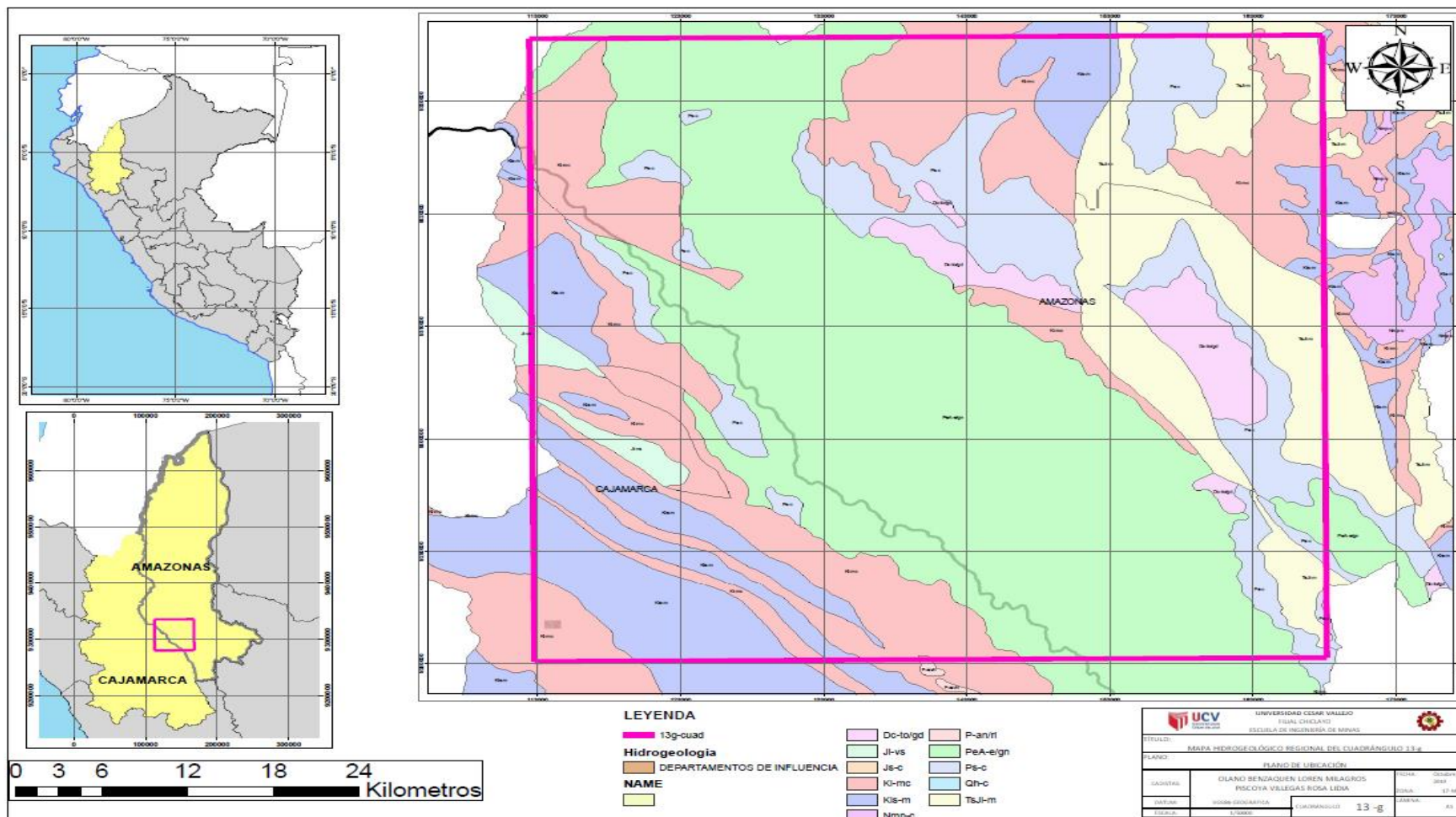
Fuente: Elaboración propia

Anexo 8: Mapa Geológico Local de la zona de estudio.



Fuente: Elaboración propia

Anexo 9: Mapa Hidrogeológico del cuadrángulo Lonya Grande.



Fuente: Elaboración propia

Anexo 10: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.

Leboe
N°01

$d = 10 \text{ mt.}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

P₁

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

(D)

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm ²)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 11: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.

labor 01-

d = 10 mct.

P₂

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 -25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 -50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

P₀₂

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

P2

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm2)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 12: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.

P3

labor 1:

$d = 10 \text{ mt}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

83

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

P3

(-2)	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	(IV)	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm2)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
(IV) →	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 13: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°01.

(P4)

Labor N° 01 $d = 10 \text{ mt.}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

(p4)

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm2)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 14: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.

Labor

N°2

$d = 10 \text{ mt}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

A1

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

β1

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

(A)

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm ²)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 15: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.

Labor N°02

$d = 10 \text{ m}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

(A2)

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	(15)
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	(17)
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	(10)

A2

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

12

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm ²)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II →	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 16: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.

Labor N° 2:

(A3)

d = 10 mt

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

(A3)

0.20 - 0.06	8
< 0.06	(5)

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	(4)	< 0.1	(5)	Rugosa	(5)	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	(3)
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	(2)	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	(7)
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

13

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm ²)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 17: Aplicación de las tablas RMR para el estudio geomecánico de la labor N°02.

A4

Labor 02:

$d = 10 \text{ mt}$

Parámetro de Resistencia de la Roca Intacta.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Mpa)		
Índice de la carga puntual	Resistencia a la compresión uniaxial UCS	Evaluación
>10	> 250	15
10 - 4	250 - 100	12
4 - 2	100 - 50	7
2 - 1	50 - 25	4
No se usa, es preferible emplear UCS	25 - 5	2
	5 - 1	1
	< 1	0

Parámetro RQD.

RQD (%)	
(%)	Evaluación
> 90	20
90 - 75	17
75 - 50	13
50 - 25	8
< 25	3

Parámetro de Espaciamiento entre la discontinuidades.

ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	
(m)	Valuación
> 2.00	20
2.00 - 0.60	15
0.60 - 0.20	10

P14

0.20 - 0.06	8
< 0.06	5

Parámetro del Estado de las Discontinuidades.

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES									
Persistencia (m)	Valuación	Abertura (mm)	Valuación	Rugosidad	Valuación	Relleno	Valuación	Descomposición	Valuación
< 1	6	cerrada	6	Muy rugosa	6	Sin relleno	6	Fresca	6
1 - 2	4	< 0.1	5	Rugosa	5	Relleno duro (< 5 mm)	4	Levemente descompuesta	5
3-10	2	0.1 - 1.0	4	Ligeramente rugosa	3	Relleno duro (> 5mm)	2	Moder. Descompuesta	3
10-20	1	1.0 - 5.0	1	Lisa	1	Relleno blando (< 5 mm)	2	Altamente descompuesta	1
> 20	0	> 5.0	0	Lustra	0	Relleno blando (> 5 mm)	0	Extrem. Descompuesta	0

Parámetro de las condiciones hidrogeológicas.

AGUA SUBTERRÁNEA			
Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	Presión de agua/ Esfuerzo principal mayor	Condición General	Valuación
0	0	Completamente Seco	15
< 10	< 0.1	Ligeramente Húmedo	10
10 - 25	0.1 - 0.2	Húmedo	7
25 - 125	0.2 - 0.5	Goteando	4
> 125	> 0.5	Fluyendo	0

Parámetro de orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación de discontinuidades:

VALUACIÓN			DIRECCION Y BUZAMIENTO
Túneles y labores mineras	Cimentaciones	Taludes	
0	0	0	MUY FAVORABLE

A4

-2	-2	-5	FAVORABLE
-5	-7	-25	REGULARES
-10	-15	-50	DESFAVORABLES
-12	-25	-60	MUY DESFAVORABLES

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 0 = 20

CLASE	TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y AÑO	COHESIÓN (Kp/cm ²)	ÁNGULO DE FICCIÓN INTERNA
I	20 años para 15 m	>4	>45
II	1 años para 10 m	4 - 3	45° - 35°
III	1 semana para 5 m	3 - 2	35° - 25°
IV	10 horas para 2.5 m	2 - 1	25° - 15°
V	30 min para 1 m	< 1	< 15°

RUMBO PERPENDICULAR	Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento	
	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable
RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20° - 45°	
	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable	

Anexo 18: Cálculo del VAN – TIR para medir rentabilidad económica



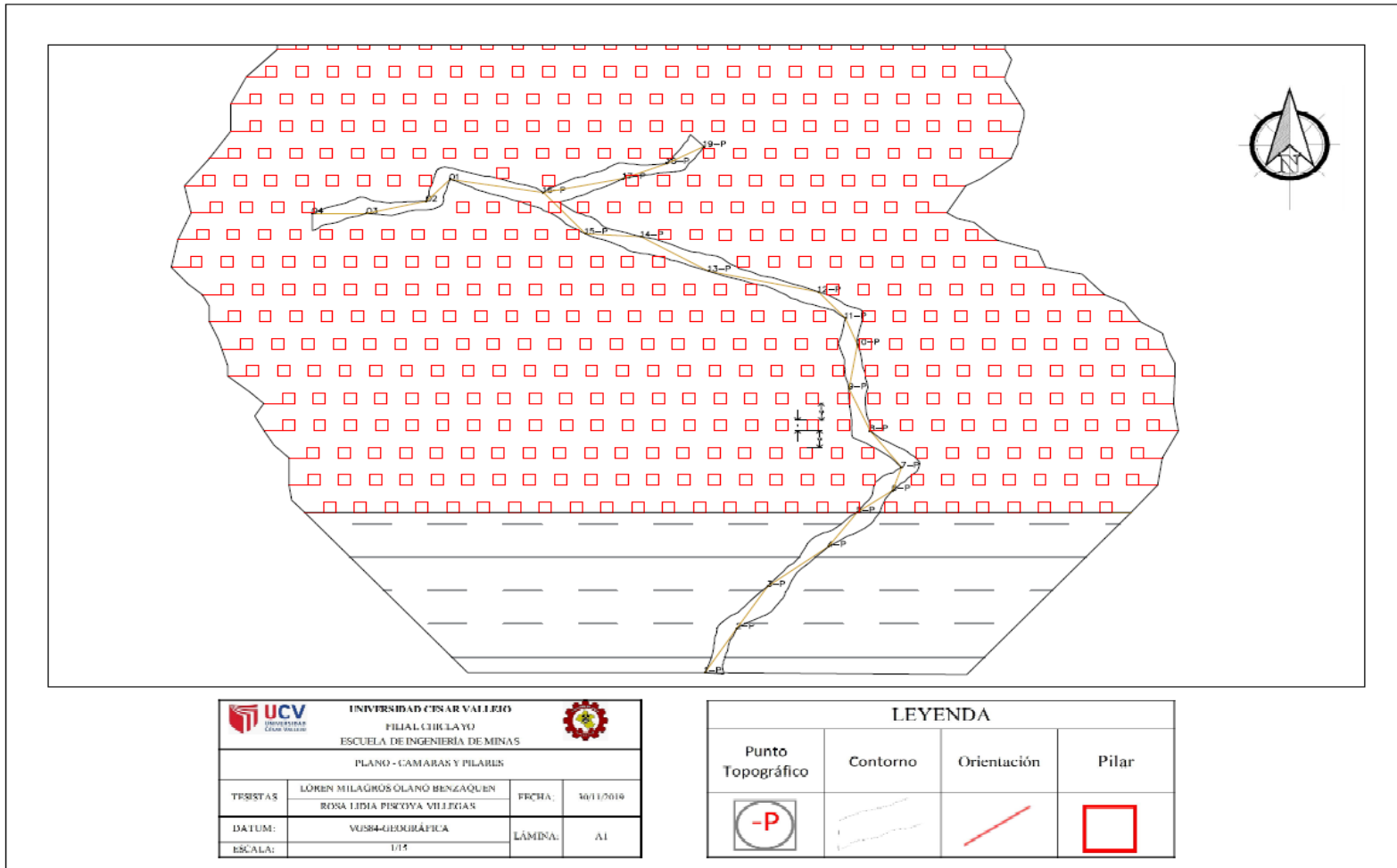
VAN

Realizar la evaluación económica a través del VAN – TIR para medir rentabilidad.

VAN				
CRITERIO	INDICADORES	OBSERVACIONES		TOTAL
ESTUDIO ECONÓMICO	COSTOS	AÑOS	INGRESOS (A)	\$ 4 262 400
		1	—	
		2	S/. 806 400	
		3	S/. 864 000	
		4	S/. 864 000	
		5	S/ 864 000	
		6	S/ 864 000	
		AÑOS	EGRESOS (B)	\$ 3 589 780
		1	S/ - 30 000	
		2	S/ 698 885	
		3	S/ 705 210	
		4	S/ 699 650	
		5	S/ 706 220	
		6	S/ 699 815	
		FLUJO DE EFECTIVO NETO A-B		
		1	S/ -30 000	
		2	S/ 107 515	
		3	S/ 158 790	
4	S/ 164 350			
5	S/ 157 780			
6	S/ 164 185			
VAN (VALOR ACTUAL NETO)				
			S/ 509 998.06	

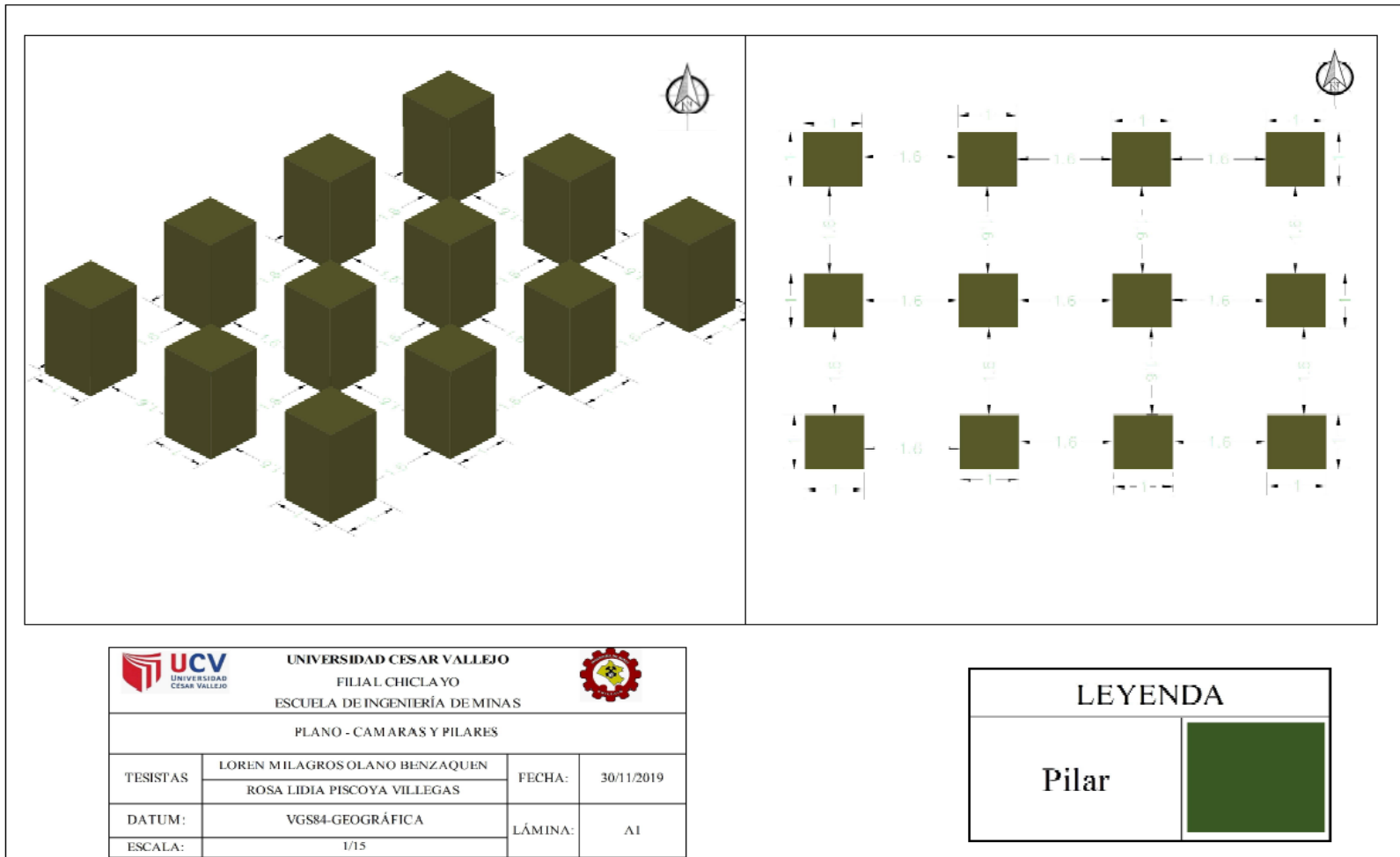
Fuente: Elaboración propia.

Anexo 19: Diseño de cámaras y pilares para las labores Séptima Maravilla II - Vista Planta.



Fuente: Elaboración propia

Anexo 20: Cámaras y pilares vista perfil – planta.



Fuente: Elaboración propia

Anexo 21: Tablas del método de Nicholas (1981).

A.- Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes.

1. Yacimiento Método de explotación	Forma General del Yacimiento			Competencia de la Roca Intacta			
	Baja	Mediana	Alta	Baja	Intermedia	Mediana	Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4
Hundimiento por Bloques	4	1	1	-49	0	2	4
Subniveles por bloques	-49	3	4	1	2	4	3
Hundimiento por subniveles	0	3	3	-49	0	4	3
Minado por tajeos largos	4	1	0	1	0	-49	-49
Cámaras y Pilares	0	3	4	4	2	-49	-49
Cráteres verticales en retroceso	1	3	4	1	1	2	4
Corte y Relleno	3	2	2	4	4	0	0
Chimeneas	2	3	3	-49	0	3	4
Cuadros de Madera	4	1	1	4	4	4	1

Fuente: Nichola (1981)

1. Yacimiento Método de explotación	Orientación			Distribución de las leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Tajo Abierto	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por Bloques	3	2	4	4	2	0
Subniveles por bloques	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	1	1	4	4	2	0
Minado por tajeos largos	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y Pilares	4	1	0	3	3	3
Cráteres verticales en retroceso	2	1	4	3	2	1
Corte y Relleno	0	3	4	3	3	3
Chimeneas	4	1	2	4	2	0
Cuadros de Madera	2	3	3	3	3	3

Fuente: Nichola (1981)

Clasificación (Yacimiento) = Forma + Potencia + Orientación + Distribución

B.- Condiciones Geotécnicas del Mineral:

Condiciones del mineral Método de explotación	Competencia de la Roca Intacta		
	Masiva	Tabular	Irregular
Tajo Abierto	3	2	3
Hundimiento por Bloques	4	2	0
Subniveles por bloques	2	2	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1
Minado por tajeos largos	-49	4	-49
Cámaras y Pilares	0	4	2
Cráteres verticales en retroceso	2	2	1
Corte y Relleno	0	4	2
Chimeneas	3	3	0
Cuadros de Madera	0	2	4

Fuente: Nichola (1981)

Condiciones del mineral Método de explotación	Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	Muy cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Tajo Abierto	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por Bloques	4	4	3	0	4	3	0
Subniveles por bloques	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	4	0	2	2
Minado por tajeos largos	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y Pilares	0	1	2	4	0	2	4
Cráteres verticales en retroceso	0	1	3	4	0	2	4
Corte y Relleno	3	3	2	2	3	3	2
Chimeneas	1	1	2	4	1	2	4
Cuadros de Madera	4	4	2	1	4	3	2

Fuente: Nichola (1981)

C.- Condiciones Geotécnicas de la Pared Colgante:

Pared Colgante Método de explotación	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructuras		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por Bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Subniveles por bloques	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Minado por tajos largos	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cámaras y Pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cráteres verticales en retroceso	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y Relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Chimeneas	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Cuadros de Madera	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Nichola (1981)

D.- Condiciones Geotécnicas de la Pared Pendiente:

Pared Pendiente Método de explotación	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructuras		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por Bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Subniveles por bloques	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4

Minado por tajeos largos	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cámaras y Pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cráteres verticales en retroceso	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y Relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Chimeneas	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Cuadros de Madera	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Nichola (1981)

Clasificación de los métodos:

Factor de Peso	
Geometría del Yacimiento.	1
Condiciones Geomecánicas del Mineral	0,75
Condiciones Geomecánicas Pared Colgante	0,6
Condiciones Geomecánicas Pared Pendiente	0,38

Fuente: Nichola (1981)

$$\text{Clasificación} = A * k1 + B * k2 + C * k3 + D * k4$$

Anexo 22: Selección de la metodología de Hartman (1987)

Deposito	Profundidad	Resistencia de la roca y del mineral	Geometria	
METODO	LOCAL	CLASE		NOMBRE
DEPOSITO	Superficial — SUPERFICIE	Cualquier resistencia, consolidada — Mecanica	Cualquier forma, cualquier inclinacion, espesor, tamaño largo	TAJO ABIERTO
			Tabular o masivo, cualquier inclinacion, espesor, tamaño moderado	CANTERAS
			Tabular, Poca Inclinacion, delgado, tamaño largo	CIELO ABIERTO
			Tabular, plano, delgado, remanente	BARRENADO
			Tabular, plano, delgado, tamaño reducido	LABOREO HIDRAULICO
		Sin consolidar o permeable — Acuoso	Tabular, plano	DRAGADO
			Cualquier forma, cualquier inclinacion, espesor, tamaño largo	MINERIA DE PERFORACION
			Cualquier forma, empinado, espeso, tamaño largo	LIXIVIACION
			Tabular, plano, delgado, tamaño largo	CAMARAS Y PILARES
			Tabular, plano, espeso, tamaño largo	STOPE AND PILLAR MINING
	Profundo — SUBTERRANEO	Sin soporte	Tabular Inclinado, delgado, cualquier tamaño	SHRINKAGE STOPING
			Tabular, Inclinado, espeso, tamaño largo	SUBLEVEL STOPING
			Forma variante, Inclinado, delgado, cualquier tamaño	CUT AND FILL STOPING
			Tabular, inclinado, delgado, tamaño reducido	STULL STOPING
			Cualquier forma, cualquier inclinacion, espeso, cualquier tamaño	SQUARE SET STOPING
Profundo — SUBTERRANEO	Soportada	Tabular Plano, delgado, de gran tamaño	TAJO LARGO	
		Tabular o masivo, inclinado, espeso, gran tamaño	SUBLEVEL CAVING	
			BLOCK CAVING	

Fuente: Hartman (1987)

Anexo 23: Plan de contingencia en la desvalorización del carbón - (Tres escenarios).

Precio del carbón	Tonelaje/día	Tonelaje anual	INGRESO	EGRESOS	GANANCIA
S/110	25	7200	S/792,000	S/701,956.00	S/90,044.00
S/100	25	7200	S/720,000	S/701,956.00	S/18,044.00
S/95.00	25	7200	S/684,000	S/701,956.00	-S/17,956.00

Fuente: Elaboración Propia

VAN

Van	S/458,704.55
-----	--------------

Por lo que el costo de extracción por tonelada es:

COSTO DE EXTRACCIÓN POR TONELADA	S/97.49
---	---------

Fuente: Elaboración Propia

En la que indica punto de equilibrio.

Del mismo modo, en el caso de que existiera pérdida, se presenta el plan de emergencia:

• **Equipos de Protección Personal:**

Números de trabajadores					15
Equipo de protección personal	Cantidad Requerida	Buen estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión
Casco	15	10	5	S/15.00	S/75.00
Overol	15	9	6	S/80.00	S/480.00

Zapatos punta de acero	15	10	5	S/70.00	S/350.00
Linternas	15	11	4	S/60.00	S/240.00
Lentes de seguridad	15	12	3	S/8.00	S/24.00
Guantes de seguridad	15	9	6	S/30.00	S/180.00
TOTAL					S/1,349.00

Fuente: Elaboración Propia.

• **Equipos:**

Equipos	Cantidad requerida	Buen estado	Cantidad a adquirir	Costo (soles)	Inversión
Carretilla buggy	14	9	5	S/170.00	S/850.00
Pico	14	10	4	S/50.00	S/200.00
Pala recta con mango	14	10	4	S/80.00	S/320.00
Barretilla	14	9	5	S/75.00	S/375.00
Comba	14	11	3	S/70.00	S/210.00
TOTAL					S/1,955.00

Fuente: Elaboración Propia.

• **Costo de trabajadores:**

Pago por trabajador	Número de trabajadores	Costos de Mano de obra anual	Número de administrativos	Costo de Administrativo	Costo de alimentación	Costo de alimentación anual	Total
S/400.00	14	S/5,600.00	1	S/1,600.00	S/20.00	S/92,160.00	S/93,760.00

Fuente: Elaboración Propia.

• **Costo de mantenimiento:**

Materiales de mantenimiento	Cantidad	Costo/Unidad	Total
Neumáticos	10	S/40.00	S/400.00
Rodaje	12	S/12.00	S/144.00

Soldadura	12	S/6.00	S/72.00
Total			S/616.00

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 73: Tabla resumen del plan de contingencia.

EPP	Costo de mano de obra	Costo de alimentación	Equipos	Costo de mantenimiento	Costo de administrativos	Total
S/1,349.00	S/5,600.00	S/92,160.00	S/1,955.00	S/616.00	S/1,600.00	S/103,280.00

Fuente: Elaboración Propia.

Por lo que se concluye:

Precio del carbón	Tonelaje/día	Tonelaje anual	INGRESO	EGRESOS	GANANCIA
95	14	4032	S/383,040.00	S/103,280.00	S/279,760.00
90	14	4032	S/362,880.00	S/103,280.00	S/259,600.00

Fuente: Elaboración Propia.

Anexo 24: Resultados de pruebas del carbón en porcentajes de laboratorio.




LABORATORIO DE QUÍMICA/ FÍSICA

Tipo de Análisis	: Químico
Usuario	:Olano Benzaquen Loren Milagros Piscoya Villegas Rosa Lidia
Procedencia	: CHICLAYO
Muestra	: CARBON ANTRACITICO
Fecha de Emisión	: 09-12-19
MUESTRA RECIBIDA EN LABORATORIO	

REPORTE DE RESULTADOS

PARÁMETRO	MEDIDA	UNIDADES
Cenizas	2.3	%
Volatilidad	3.61	%
Humedad residual	5	%
Carbón	89.09	%
Total	100	%

 UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO


Dra. María Ráquel Maxe Malca
Jefa de Laboratorio de Química/ Física

Anexo 25: Cálculos para determinar el factor de seguridad.

Resistencia de los pilares

Salomón y Munro (1967)

K= Carbón (7.15) KPa

$\alpha = 0.46$

$\beta = 0.66$

W= Ancho del pilar

H = Altura del pilar

$$S = k \times \frac{W^\alpha}{H^\beta}$$

S	4.8713
---	--------

Peso específico

0.017166 Mpa

Z= Profundidad= 200 metros

α De fricción = 21.5°

Fórmula = (0.50 * RMR + 5)

RMR = 33

Cohesión (Kpa)

165

Módulo de elasticidad

3.76 Gpa

M. Poison

0.3

Hoek (1995) y Sheorey (1994)

Esfuerzo In situ (Mpa)

3.432

$$\sigma_v = \gamma * z$$

índice K (Téctonicas) Sheores (1994)

$$K = 0.5 + 7 * E_m (0.001 + \frac{1}{200})$$

K=0.6579

Esfuerzo Horizontal

$$\delta h = 0.6579 * 0.01716 * 200$$

$$\delta h = 2,2579 \text{ MPa}$$

Resistencia de la compresión Uniaxial

$$\partial c = 26 * (0.01716^{0.46}) = 4.0073 \text{ MPa}$$

Ángulo de inclinación

$$B = \alpha - \arctg(k * tg\alpha)$$

$$B = 10.7968^\circ$$

$$Sp = 7.18 * \left(\frac{1^{0.46}}{1.8^{0.66}}\right)$$

$$\varphi p = 0.4479 \left(1 + \frac{1.6}{2}\right)^2$$

$$\varphi p = 3.0276$$

Factor de seguridad

$$FS = 4.88 / 3.0276 = 1.61$$

Fuente: Elaboración propia

Anexo 26: Categorización de Reservas de la concesión Séptima Maravilla II.

CIA MINERA CLEOFE S.R.L.

R.U.C. 20491609177

*Al servicio de la Industria, Minería, Vivienda y Construcción
¡Con Experiencia, Calidad y Producción,
¡Es una gran Bendición y la mejor Opción!*

“AÑO DE LA LUCHA CONTRA LA CORRUPCION Y LA IMPUNIDAD”

Bambamarca, 24 de octubre del 2019.

Categorización de reservas mineras en la concesión Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalarmarca			
Material	Carbón	Tipo	Antracítico
Calidad	88.8%	Dureza	Predomina roca pobre
Reservas		200000 toneladas métricas	
Fuente: Confidencialidad de empresa			

CIA MINERA CLEOFE SRL.

.....
Mirian Soto Perez
GERENTE GENERAL

MIRIAN SOTO PEREZ
Representante Legal

*Email: ciamineracleofe@hotmail.com yajita-miguelangel@hotmail.com
Cel.: 957 390 491 – 996 520 570 – 949 399 640 Teléf. Fijo. 076-638868
C.P San Antonio Bajo – Bambamarca – Hualgayoc & Av. San Martin de Porres # 672 - Cajamarca*

Anexo 27: Permiso de la empresa Cia Minera Cleofe S.R.L.

CIA MINERA CLEOFE S.R.L.

R.U.C. 20491609177

*Al servicio de la Industria, Minería, Vivienda y Construcción
¡Con Experiencia, Calidad y Producción,
Es una gran Bendición y la mejor Opción!*

“AÑO DE LA LUCHA CONTRA LA CORRUPCION Y LA IMPUNIDAD”

Cajamarca, 22 de Octubre del 2019

Dr. Martell Espinoza Beder Erasmo
Coordinador de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas
Universidad César Vallejo - Filial Chiclayo

Yo, **Mirian Soto Pérez**, identificado con DNI N° 27578683, en calidad de Gerente de la empresa **CIA MINERA CLEOFE S.R.L.**, con RUC N° 20491609177 y domicilio legal en el Centro Poblado San Antonio Corralorco, Distrito Bambamarca, Provincia de Hualgayoc en el Departamento de Cajamarca; AUTORIZO a Olano Benzaquen Loren Milagros y Piscoya Villegas Rosa Lidia, estudiantes del X ciclo de la especialidad de Ingeniería de Minas, en la Universidad César Vallejo (Filial Chiclayo) para que realice la recolección de información ÚNICA Y EXCLUSIVAMENTE que se encuentre relacionada con el trabajo de investigación titulado “**Estudio técnico – económico para determinar el método de explotación de las labores Séptima Maravilla II - Cia Minera Cleofe S.R.L, Chalamarca**”. El mismo que viene desarrollando para la obtención de su título profesional en dicho centro de estudios.

Además, dicha autorización comprende la divulgación y comunicación pública del citado trabajo de investigación en el Repositorio Institucional de la UCV.

Atentamente:

CIA MINERA CLEOFE SRL

MIRIAN SOTO PEREZ
GERENTE GENERAL
MIRIAN SOTO PEREZ
Representante Legal

FIGURAS



Figura 11: Rugosidad del macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.



Figura 12: Humedad en el macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.



Figura 13: Presencia de óxidos en el macizo rocoso de las labores Séptima Maravilla II.



Figura 14: Carretillas Buggy deterioradas.



Figura 15: Zona de acopio del carbón antracítico.



Figura 16: Relleno de las discontinuidades del macizo rocoso en las labores Séptima Maravilla II.



Figura 17: Levantamiento topográfico mediante la brújula colgante.

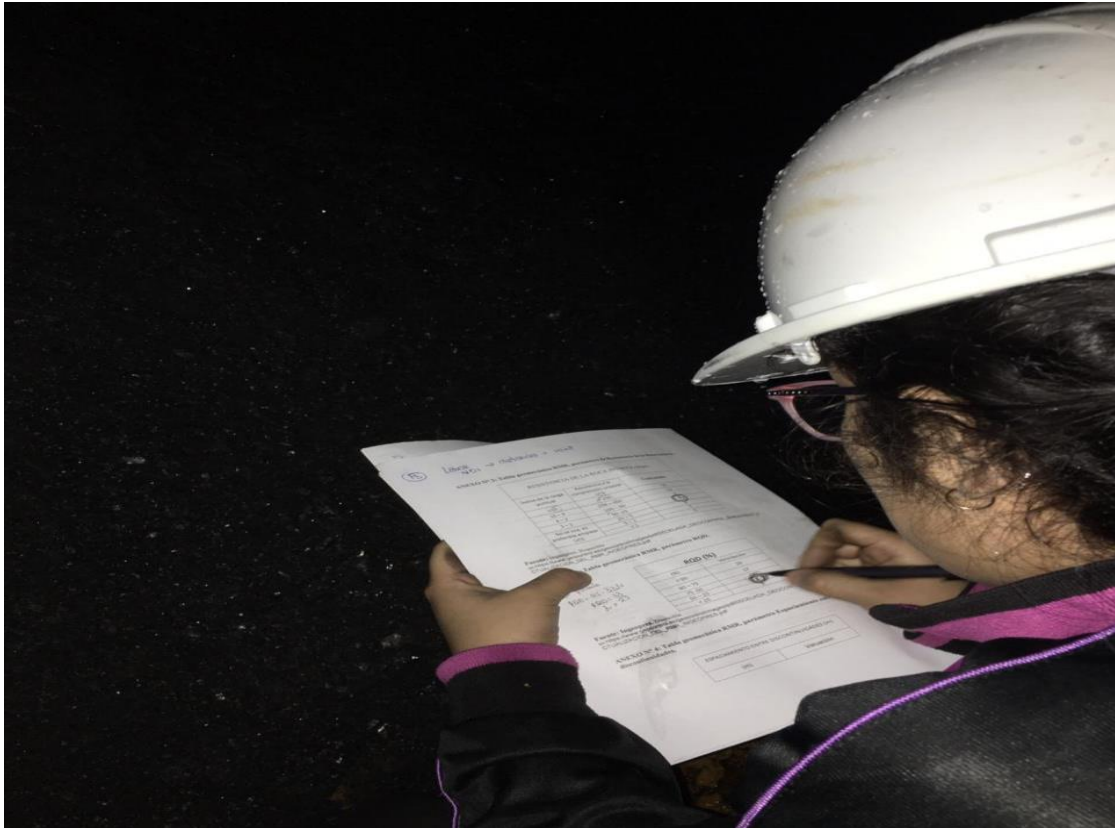


Figura 18: Estudio geomecánico con la aplicación de las tablas RMR.



Figura 19: Labor N° 01 de la concesión Séptima Maravilla II.



Figura 20: Labor N° 02 de la concesión Séptima Maravilla II.



Figura 21: Equipo Pico para el arranque del carbón.



Figura 22: Acceso a la labor N° 1.



Figura 23: Muestra de laboratorio en Mufla a 900° C.

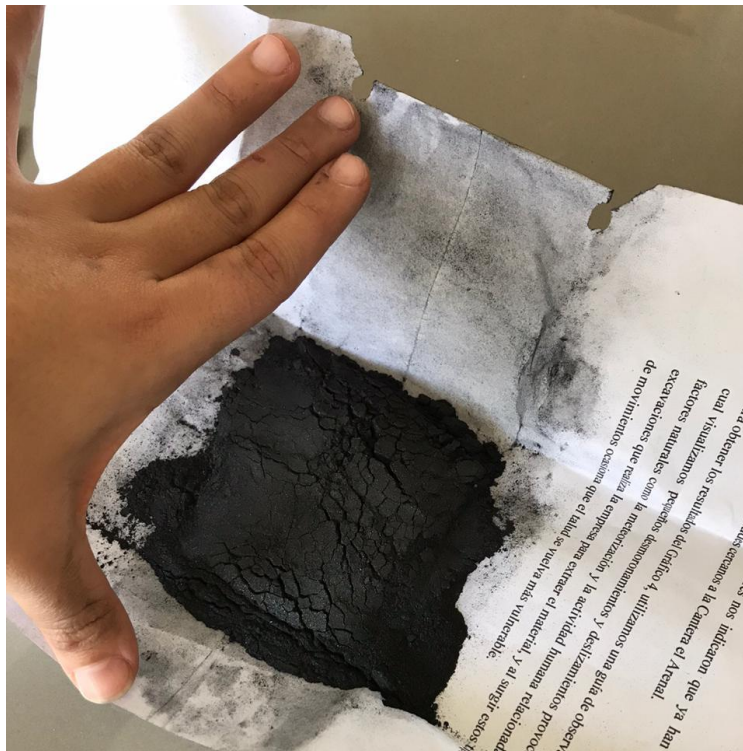


Figura 24: Muestra del carbón pasante malla #60



Figura 25: Muestra del carbón para realizar las pruebas de laboratorio.



Figura 26: Cenizas del carbón luego de 750 ° C.