

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Evaluación económica en la selección del método
de minado conceptual mediante la herramienta de
benchmarking en la veta Angélica de NPV
INVESTMENTS, Jauja- 2021**

Maria Magdalena Espinoza Campos
Mabel Monica Vilcatoma Acevedo

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Córdova Blancas Javier

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer a Dios por ser guía en mi camino, a mi familia por su apoyo incondicional que siempre me brindan, a Pronabec Beca 18 por brindarme la oportunidad de cumplir mi sueño de ser profesional y confiar en mí, a mi asesor de tesis Ing. Javier Cordova quien fue guía y maestro durante mi formación profesional.

Vilcatoma Acevedo, Mabel

Agradezco especialmente a Dios por ser mi fortaleza día a día, a mis padres y a mis hermanos por el apoyo que siempre me han brindado y por haberme demostrado que “El verdadero amor es ayudar al otro para que este se supere”. Asimismo, agradezco al asesor de mi tesis ING. Javier Cordova Blancas, quien fue guía en el desarrollo del presente estudio de investigación.

Espinoza Campos, María

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mi madre, Modesta Acevedo; a mi padre Eugenio Ccarhuapoma, quienes son inspiración de lucha constante; a mis hermanas Milusca, Katy y Lili quienes no me dejaron decaer; a mi abuelita Victoria por sus sabias palabras; y a mi abuelito Luis Acevedo que desde el cielo me protege.

Vilcatoma Acevedo, Mabel

A mis padres Olimpia Campos Huamancayo y Octaviano Espinoza Antezana, quienes fueron mi motivación constante en los momentos más difíciles de mi vida y a mis hermanas Ana María y Marisol por sus consejos y apoyo incondicional

Espinoza Campos, María

ÍNDICE DE CONTENIDO

ASESOR	II
AGRADECIMIENTOS	III
DEDICATORIA.....	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	XII
RESUMEN	XIII
ABSTRACT	XV
INTRODUCCIÓN	XVII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	19
1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	19
1.1.1. Planteamiento del problema.....	19
1.1.2. Formulación del problema	19
1.2. Objetivos.....	20
1.2.1. Objetivo general	20
1.2.2. Objetivos específicos.....	20
1.3. Justificación	21
1.3.1. Justificación social-practico	21
1.3.2. Justificación académica.....	21
1.3.3. Justificación económica.....	21
1.4. Hipótesis de la investigación.....	21
1.4.1. Hipótesis general.....	21
1.4.2. Hipótesis específicas	22
1.5. Operacionalización de variables	22
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	24
2.1. Antecedentes del problema	24
2.1.2. Nacional.....	24
2.1.3. Internacional	25
2.2. Generalidades del proyecto	26
2.2.1. Ubicación y accesibilidad.....	26
2.2.2. Clima, infraestructura y fisiografía	28

2.2.3. Historia	28
2.3. Geología	29
2.3.1. Geología regional	29
2.3.2. Geología local.....	31
2.3.3. Geología estructural	33
2.4. Tipo de depósito	35
2.5. Bases teóricas	37
2.5.1. Concepto de benchmarking.....	37
2.6. Propiedades geológicas del área de estudio	38
2.7. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso.....	39
2.8. Selección del método de minado conceptual según Nicholas	41
2.8.1. Determinación de los recursos geológicos	47
2.8.2. Determinación del valor de mineral (NSR)	49
2.8.3. Determinación de la ley equivalente	49
2.8.4. Determinación de recuperación y dilución de acuerdo al método de minado seleccionado	52
2.8.5. Cálculos de las variables económicas.....	53
2.8.6. Cálculo del trade off.....	54
2.9. Diseño operacional del método de minado seleccionado	55
2.10. Análisis de granulometría	57
2.10.1. Predicción de fragmentación con burden ajustada.....	57
2.10.2. Metodología.....	57
2.10.3. Parámetros de predicción de fragmentación	58
2.11. Programa de inversión operativa (Budget)	61
2.12. Plan de producción del método de minado seleccionado.....	63
2.13. Capex y opex.....	72
2.14. Evaluación económica.....	73
2.15. Definición de términos básicos	78
CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	82
3.1. Método y alcance de la investigación	82
3.1.1. Método de investigación	82
3.1.2. Alcances de la investigación.....	82
3.2. Diseño de la investigación	83
3.3. Población y muestra	83

3.4. Técnicas y recolección de datos.....	84
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	85
4.1. Resultados del tratamiento y análisis de información	85
4.1.1. Consideraciones geológicas y geomecánicas	85
4.1.2. Análisis de cálculo de reservas	87
4.1.3. Selección del método de minado conceptual	89
4.1.4. Consideraciones económicas.....	91
4.1.5. Variables técnicas económicas	91
4.1.6. Perforación y voladura.....	93
4.1.7. Análisis granulométrico.....	96
4.1.8. Dimensionamiento de flota	97
4.1.9. Consideraciones de planificación	98
4.1.10. Consideraciones financieras	103
CONCLUSIONES	105
RECOMENDACIONES	107
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	108
ANEXOS	110

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables	23
Tabla 2. Ubicación geográfica del proyecto de investigación.....	27
Tabla 3. Clasificación geomecánica por RMR.....	40
Tabla 4. Clasificación de la estructura según profundidad	40
Tabla 5. Características geomecánicas	40
Tabla 6. Propiedades geológicas de la veta Angélica	42
Tabla 7. Propiedades geomecánicas de la veta Angélica.....	43
Tabla 8. Resultados según ranking numérico de puntuación.....	43
Tabla 9. Métodos de minado recomendada para la veta Angélica de NPV INVESTMENTS	44
Tabla 10. Recursos minerales de la veta Angélica Y Bandurria.....	47
Tabla 11. Potencial de exploración veta Angélica	48
Tabla 12. NSR por cada método de minado seleccionado por la plantilla de Nicholas.....	49
Tabla 13. Ley equivalente y ley mínima explotable por cada método de minado de la veta Angélica	50
Tabla 14. Producción promedio del método de minado propuesto en la veta Angélica.....	51
Tabla 15. Dilución y recuperación según método de minado propuesto para la veta Angélica.....	52
Tabla 16. Benchmarking de costos operativos de los métodos propuestos para la veta Angélica.....	53
Tabla 17. Cálculo de trade off de los métodos de minado propuestos para la veta Angélica.....	54
Tabla 18. Diseño operacional del método de minado seleccionado para la veta Angélica.....	55
Tabla 19. Diseño operacional del método de minado seleccionado para la veta Angélica.....	56
Tabla 20. Parámetros de predicción de fragmentación	59
Tabla 21. Modelo económico de la etapa 1 de explotación de la veta Angélica.....	62

Tabla 22. Modelo económico de la etapa 2 de explotación de la veta Angélica.....	62
Tabla 23. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica-año 2021	63
Tabla 24. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal- año 2022	64
Tabla 25. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal-Año 2023	64
Tabla 26. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2021	66
Tabla 27. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2022	66
Tabla 28. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2023	67
Tabla 29. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021	67
Tabla 30. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022	67
Tabla 31. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2023	68
Tabla 32. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica	69
Tabla 33. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica	70
Tabla 34. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica	71
Tabla 35. Opex conceptual propuesto de la veta Angélica	72
Tabla 36. Capex conceptual propuesto de la veta Angélica	72
Tabla 37. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angelica - año 2021	74
Tabla 38. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica - año 2022	75
Tabla 39. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angelica - año 2023	76

Tabla 40. Propiedades geomecánicas de la veta Angelica	86
Tabla 41. Cálculo de reservas medido e indicado de la veta Angélica	87
Tabla 42. Análisis de sensibilidad por alternativa de precios	87
Tabla 43. Análisis de sensibilidad por tonelaje económico con diferentes probabilidades en la veta Angélica.....	88
Tabla 44. Análisis de sensibilidad de valorización baja con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica	88
Tabla 45. Análisis de sensibilidad de valorización media con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica	88
Tabla 46. Análisis de sensibilidad de valorización alta con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica	88
Tabla 47. Plantilla de selección de método de minado según Nicholas	89
Tabla 48. Resultados de la evaluación con Nicholas	90
Tabla 49. Evaluación económica de los métodos de minado propuesto para la veta Angélica según Nicholas	92
Tabla 50. tiempo de perforación del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica	94
Tabla 51. Cálculo de diseño de malla de perforación para el método sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica	95
Tabla 52. Consumo de explosivo por taladro para el método de minado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica	96
Tabla 53. Análisis granulométrico según método de minado sublevel stopping longitudinal en la veta Angélica.	97
Tabla 54. Flota de equipos.....	97
Tabla 55. Costos proyectados según método de minado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021	99
Tabla 56. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022	99
Tabla 57. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica - año 2023	100
Tabla 58. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021	100
Tabla 59. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022	100

Tabla 60. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2023.	101
Tabla 61. Margen operativo del plan de producción programado del método sublevel stoping en la veta Angélica - año 2021	101
Tabla 62. Margen operativo del plan de producción programado del método sublevel stoping en la veta Angélica - año 2021	101
Tabla 63. Margen operativo del plan de producción programado del método sublevel stoping en la veta Angélica – año 2021.....	102
Tabla 64. Determinación de VAN Y TIR del plan de producción programado del método de minado seleccionado sublevel stopping longitudinal en la veta Angélica	103

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación del proyecto NPV INVESTMENTS	27
Figura 2. Mapa de geología local	31
Figura 3. Geología de la veta Angélica de NPV INVESTMENT	32
Figura 4. Estructura.....	34
Figura 5. Estructura de depósito de minera	35
Figura 6. Corte asimétrico veta Angélica	36
Figura 7. Zona mineralizada	36
Figura 8. Veta Rosita y Bandurria.....	39
Figura 9. Labores que fueron trabajados anteriormente por la calidad del macizo rocoso	41
Figura 10. Método de explotación cut and fill.....	44
Figura 11. Método de explotación bench and fill.....	46
Figura 12. Diseño de sublevel stoping longitudinal	47
Figura 13. Planificación del método de minado	57
Figura 14. Plan de producción.....	65
Figura 15. Flujo de caja	77
Figura 15. Modelo de geología de NPV INVESTMENT	86
Figura 17. MUKI LHD	93
Figura 18. Carga de explosivos por cada taladro	94
Figura 19. Diseño de malla de perforación y voladura	95

RESUMEN

El presente estudio titulado “Evaluación económica en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* en la veta Angélica del proyecto NPV INVESTMENTS” tiene por finalidad determinar la evaluación económica en la selección el método de minado conceptual de la veta Angélica.

En la ejecución del presente trabajo de investigación se empleó el método analítico, tipo de investigación corresponde a la investigación aplicada, la técnica y recolección de datos se hizo según la revisión documental y el uso de la herramienta *benchmarking*, esto para recolectar datos de las propiedades geológicas y geomecánicas de macizo rocoso, también se aplicó la ficha de flujo de caja para la evaluación económica y financiera de la veta Angélica. En la evaluación económica se utilizó el Microsoft Excel 2016.

Se realizó un estudio para identificar las propiedades geomecánicas, geológicas, las cuales son aplicadas en la metodología de Nicholas, estos variables permiten seleccionar los posibles métodos a aplicar en la veta Angélica, entre las cuales se encuentran del *cut and fill*, *bench and fill* y *sublevel stoping* longitudinal. Así, se realizó el uso de la herramienta de *benchmarking* interno en el estudio de los costos operativos para cada uno de los métodos de minado recomendados y la evaluación económica para determinar la factibilidad, viabilidad y rentabilidad de la selección del método más óptimo, la cual es el método *sublevel stoping* longitudinal.

Para la veta Angélica del proyecto NPV INVESTMENTS se ha programado para un periodo de 28 meses con una producción inicial de 400 t diarias desde el mes de diciembre del año 2021, a partir del mes de mayo del año 2022 la producción se incrementa a 500 t diarias, con ley equivalente de 2.72 % de Cu. Para poder cumplir con la planificación del periodo mencionado se requiere un *capex* general de \$2,764,269 y un *opex* total de \$13,508,443.11, con NSR de

143.90 \$/t. A base de estas características mencionadas se realizó la evaluación económica y análisis financiero.

Según la evaluación económica y análisis financiero, la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* en la veta Angélica del proyecto NPV INVESTMENTS, genera un VAN de \$ 1, 559,012.33, un TIR de 13 % y un *payback* 11 meses, para ello se consideró una tasa de descuento de 10%. De acuerdo a la evaluación económica es rentable la inversión generada en la veta Angélica del proyecto NPV INVESTMENTS.

ABSTRACT

The present study entitled “Economic Evaluation in the selection of the conceptual mining method using the Benchmarking tool in the Angelica vein of the NPV INVESTMENTS project, aims to determine the economic evaluation in the selection of the conceptual mining method of the Angelica vein.

In the execution of this research work, the analytical method was used, the type of research corresponds to applied research, the technique and data collection was done according to the documentary review and the use of the benchmarking tool, this to collect data from the properties geological and geomechanical of the rocky massif, the cash flow sheet was also applied for the economic and financial evaluation of the Angelica vein. In the economic evaluation, Microsoft Excel 2016 was used.

A study was carried out to identify the geomechanical and geological properties, which are applied in the Nicholas methodology, these variables allow selecting the possible methods to be applied in the Angelica vein which are mentioned to the Cut and Fill, Bench and Fill methods and Sublevel Stopping Longitudinal, the use of the internal Benchmarking tool was carried out in the study of the operating costs for each of the recommended mining methods and the economic evaluation allows determining the feasibility, feasibility and profitability of the selection of the mining method optimal conceptual method, which is the Sub Level Stopping Longitudinal method.

For the Angelica vein of the NPV INVESTMENTS project, it has been programmed for a period of 28 months with an initial production of 400 tons per day from December 2021, from May 2022, production increases to 500 tons daily, with an equivalent grade of 2.72 % Cu. In order to comply with the planning of the mentioned period, a general CAPEX of \$ 2,764,269 and a total *opex* of \$ 13,508,443.11 are required, with a NSR of 143.90 \$/t Based on these mentioned characteristics, the economic evaluation and financial analysis was carried out.

According to the economic evaluation and financial analysis, the selection of the conceptual mining method through the Benchmarking tool in the Angelica vein of the NPV INVESTMENTS project, generates a NPV of \$ 1,559,012.33, an IRR of 13% and an 11-month PAYBACK, for this was considered a discount rate of 10%. According to the economic evaluation, the investment generated in the Angelica vein of the NPV INVESTMENTS project is profitable.

INTRODUCCIÓN

El proyecto minero de NPV INVESTMENTS E.I.R.L. está ubicado en el distrito de Pomacancha, provincia de Jauja y departamento de Junín, ubicándose entre los 3900 a 4100 m s. n. m. El área de estudio se realiza en la veta Angélica, que presenta una mineralización de forma de lentes manchas, diseminaciones y relleno de numerosas fracturas entrelazadas, ubicada en una falla de zona de cizallamiento, fragmentos de brecha y zonas de fracturación, que se encuentra cerca al eje de un sinclinal asimétrico con rumbo de N30°- 35°W y buzamiento de 50°-70°al SE. Sobre esta área de estudio se realizó la evaluación económica para la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de Benchmarking.

La estructura mineralizada de la veta es de carácter regional y llega a atravesar 950 m de longitud, con potencia de 3m y una cota de 3900 a 4100 m s. n. m. Asimismo, la mineralización de la veta angélica cuenta con la presencia de rocas areniscas calcáreas donde la caja techo presenta un RMR de 44, el cuerpo mineralizado un RMR de 43 y la caja piso un RMR de 52; las cuales presentan una roca de calidad moderada, esto es analizada mediante el uso de la herramienta de *benchmarking*, además la mineralización presenta un enriquecimiento de minerales secundarios de chalcocita, tenorita, malaquita, crisocola, cuprita, limonita y cobre nativo, como mena principal el cobre. La explotación de mineral de cobre es el propósito del yacimiento del proyecto NPV INVESTMENTS, con una ley de Cu 2.56 %, aplicando el método de minado conceptual de *sublevel stoping* longitudinal.

Los recursos minerales del área explorada reportan recursos medidos más indicados de 518,700.00 toneladas. En el estudio de investigación se estableció un plan de producción de 400 t diarias desde el mes de diciembre del 2021 y del mes de mayo del 2022 se tiene un plan de 500 t diarias para un periodo de 28 meses, esto según al método de minado conceptual propuesto con su respectiva evaluación económica.

En el estudio se analizó los parámetros geológicos y geomecánicas, asimismo se analizó la evaluación económica a base de los variables técnicas y económicas para la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking*.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

1.1.1. Planteamiento del problema

Nuestro país, al igual que el mundo entero, está atravesando un periodo difícil debido a la pandemia; frente a esto, la minería, que es una de las actividades más importantes de nuestro país, surge como la mejor alternativa para poder mantener la economía activa.

Uno de los problemas en la minería son los elevados costos de operación y la disminución en la productividad, generando altos riesgos para los inversionistas, pues requiere una exhaustiva evaluación de aspectos económicos y financieros antes de proceder con la inversión, por lo cual el trabajo de investigación tiene como objetivo analizar aspectos económicos y financieros para determinar la selección del método de minado óptimo que proporcione una tasa alta de ingreso económico mayor a la inversión generada, sin dañar el medio ambiente.

1.1.2. Formulación del problema

a) Problema general

¿Cómo influye la evaluación económica en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021?

b) Problemas específicos

- ¿Cómo influyen las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja- 2021?
- ¿Cómo influyen las propiedades geológicas del macizo rocoso en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja- 2021?
- ¿Cómo influye la evaluación de los parámetros operacionales en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar cómo influye la evaluación económica en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021.

1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar cómo influye las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021
- Determinar cómo influye las propiedades geológicas del macizo rocoso en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja - 2021
- Determinar cómo influye la evaluación de los parámetros operacionales en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de benchmarking en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja- 2021

1.3. Justificación

1.3.1. Justificación social-practico

La investigación proporciona excelentes beneficios en el sector minero, como sustentar la inversión de los proyectos mineros y el desarrollo de las operaciones mineras. Asimismo, el desarrollo de la investigación permite realizar la evaluación económica para tener en conocimiento la influencia directa en la selección del método minado conceptual de la veta Angélica de NPV INVESTMENTS.

En la actualidad, la evaluación económica permite una óptima selección de minado conceptual en la empresa, esto a su vez genera el desarrollo de las operaciones mineras en las distintas áreas existentes, convirtiéndose en un eje fundamental de los proyectos mineros, que garantiza la estabilidad de la empresa y el desarrollo económico de nuestro país.

1.3.2. Justificación académica

La investigación, al concluirse, permite determinar un nuevo modelo de elección de un tipo de minado para asegurar la rentabilidad económica y financiera de una empresa minera, ya que previamente se realizará un análisis económico que asegure su viabilidad a lo largo de su funcionamiento.

1.3.3. Justificación económica

El proyecto se realiza con la finalidad de asegurar la rentabilidad económica y financiera del proyecto, después de este estudio la empresa interesada tendrá una visión amplia de que método de explotación es lo más conveniente y el más seguro, así no correr riesgos de pérdida de la inversión.

1.4. Hipótesis de la investigación

1.4.1. Hipótesis general

- La evaluación económica influye directamente en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* en la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso influyen directamente en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* de la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja-2021.
- Las propiedades geológicas del macizo rocoso influyen directamente en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* de la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja- 2021.
- La evaluación de los parámetros operacionales influye directamente en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta de *benchmarking* de la veta Angélica de NPV INVESTMENTS, Jauja- 2021.

1.5. Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de variables

Operacionalización de variables			
Variables	Definición de variables	Dimensiones	Subdimensiones
Método de minado	Conjunto de actividades que se desarrolla mediante características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso con la finalidad de mejorar la productividad.	Propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso	Ley, potencia, mineralogía, etc. RMR, GSI, densidad, etc.
Evaluación económica mediante la herramienta de benchmarking	Es un método sistemático de comparación de las mejores prácticas mineras considerando básicamente la evaluación de parámetros operacionales y económicas; esto con la finalidad de demostrar la viabilidad económica o no de un proyecto minero	Parámetros económicos y operacionales	Capex Opex Cashcost Plan de minado

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1. Local

- Tesis de pregrado de la Universidad Nacional del Centro del Perú, titulada *“Influencia del estudio técnico económico en la selección del método de minado de un pórfido de cobre”*. Tiene como problema general ¿Cómo influye el estudio técnico económico en la selección del método de minado para un pórfido de cobre? El objetivo general de la investigación es determinar la influencia del estudio técnico económico en la selección del método de minado para un pórfido de cobre. La hipótesis general fue: “el estudio técnico económico influye directamente en la selección del método de minado para un pórfido de cobre”. La conclusión del trabajo fue que la mejor opción para desarrollar las labores en el proyecto analizado es el método de minado por subniveles con relleno en pasta, se define este método de minado porque arroja mejores utilidades con respecto a las demás analizadas. (1)

2.1.2. Nacional

- Tesis de la Universidad Nacional del Altiplano, titulada *“Viabilidad económica financiera de minado veta chaparral del yacimiento aurífero San Francisco, Golden River Resources S.A.C. – Arequipa”*, se planteó como objetivo principal hallar la viabilidad económica financiera para iniciar la explotación de la veta Chaparral del yacimiento aurífero San Francisco. Se concluyó que el

desarrollo el proyecto genera rentabilidad ya que los ingresos económicos son muy altos a diferencia de la inversión. (2)

- Tesis de pregrado de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, titulada “*Aplicación del benchmarking para optimizar la logística en la unidad de Uchucchacua de la compañía de Minas Buenaventura S. A. A – 2017*”, se planteó como objetivo determinar de qué manera influye el benchmarking en la optimización de la logística en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. – año 2017”. La investigación concluye que a un nivel de 0.05 existe una relación extensa entre el *benchmarking* y la optimización del área de logística en la unidad de Uchucchacua de la compañía de minas Buenaventura S.A.A.-2017. Esto significa, que con una adecuada aplicación de la herramienta del *benchmarking* se llega a optimizar el área de logística en la unidad de Uchucchacua de la compañía de minas Buenaventura S.A.A. (3)

2.1.3. Internacional

- Tesis de la Universidad de Chile, titulada “*Benchmarking de sistemas de manejo de materiales implementados en la mina El Teniente y análisis del riesgo para la selección del manejo de materiales de un nuevo sector productivo*”, se planteó como objetivo principal identificar la importancia de similitudes y las diferencias que tienen ambas variables, seguidamente encuadrar con los proyectos A y B del PDA. Se concluyó que A y B son competitivos en dichos costos de ejecución. Tienen costos de capital más elevados en comparación con otros sectores participantes con niveles altos estándares de ejecución con modificaciones de criterio de concepto de capital. Pero, considerando el anterior presenta mejoras de eficiencia de capital en correspondencia de reservas relacionando posteriormente proyectos desarrollados por la división. (4)
- Tesis de pregrado de la Universidad de Chile, titulada “*Selección de métodos de explotación para vetas angostas*”, se propuso como finalidad principal fomentar el modelo de elección de métodos de minado realizable en vetas angostas en apoyo con, estado tensional en el lugar, propiedades geotécnicas

y peculiaridad geométricas del yacimiento. La elección del minado se llevará a cabo en medio de *sublevel stoping* y *sublevel caving*, como resultado a los sistemas de minado con relleno ejecutados en vetas angostas, por lo tanto, son más costosos. Se concluyó que el sistema *sublevel caving* son apropiados para su aplicación en vetas angostas analizando su nivel de incertidumbre.(5)

- Tesis de pregrado de la Universidad de Chile, titulada “*Evaluación económica del proyecto minero San Antonio Óxidos*”, como objetivo principal se planteó evaluar la factibilidad económica del proyecto San Antonio Óxidos. Se concluyó que, una vez realizado el análisis de la inversión, se aprecia que el proyecto tiene un capex/tonelada de Cu bajo en comparación a otros proyectos de 2,3 kUS\$/tCu vs 19 kUS\$/tCu esto para el proyecto Andina Fase I. Esto se debe a la existencia de una infraestructura ya existente heredada de la explotación concluida del anterior depósito. La infraestructura está en buenas condiciones por lo tanto se realizara el uso respectivo y solo será necesario una inversión mínima con relación a la modernización. (6)

2.2. Generalidades del proyecto

2.2.1. Ubicación y accesibilidad

NPV INVESTMENTS E.I.R.L. está ubicado en el distrito de Pomacancha, provincia Jauja y departamento Junín. Ubicado entre los 3900 a 4100 m s. n. m. El proyecto queda 89.6Km de Huancayo, 284 Km de Lima y 103 Km de Oroya.

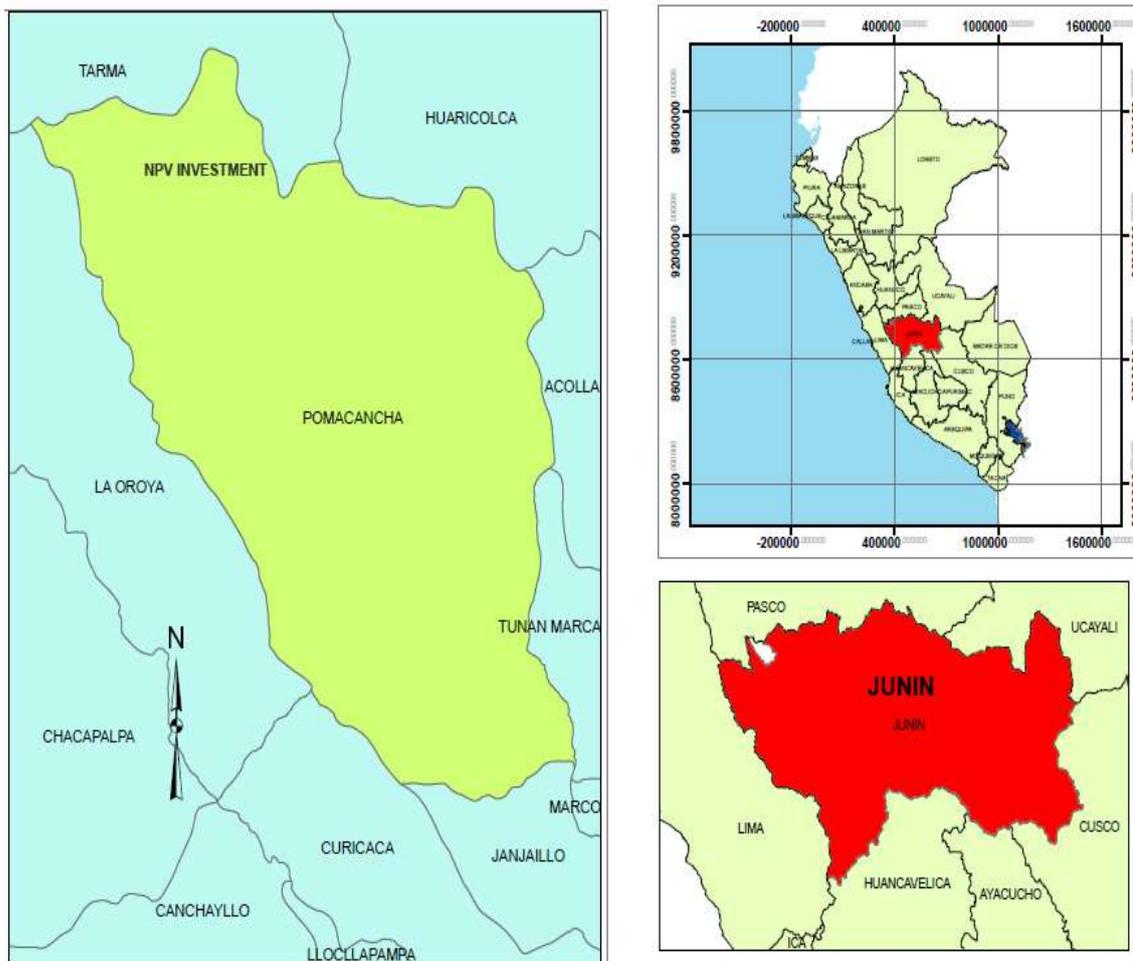


Figura 1. Ubicación del proyecto NPV INVESTMENTS

Desde la ciudad de Lima se puede acceder por la Carretera Central con destino a la provincia Jauja, después se accede por la carretera asfaltada hasta llegar al distrito de Pomacancha para poder llegar al proyecto por una carretera afirmada. El tiempo de viaje desde Lima al proyecto es de 7 horas aproximadamente, ya que las rutas tienen una aproximada de 284.4 km de distancia.

Tabla 2. Ubicación geográfica del proyecto de investigación

Ruta	Kilómetros	Tipo de vía
Lima - Jauja	264 km	Asfaltado
Jauja - Pomacancha	19.4 km	Asfaltado
Pomacancha-Proyecto NPV Investment	1.0 Km	Afirmada

Al proyecto también se puede llegar por medio de vuelos comerciales (LC Perú) desde Lima hasta Jauja en un tiempo aproximado de 45 minutos y después de llegar a la ciudad de Jauja se accede por vía terrestre en un tiempo de 1 hora y 41 minutos.

2.2.2. Clima, infraestructura y fisiografía

El clima del área de trabajo está repartido en dos estaciones del año marcadas: la época seca entre abril y noviembre, y la época de lluvias entre diciembre y marzo.

Por otra parte, el clima de los Andes presenta enormes variaciones debido a los factores morfológicos los cuales se traducen en la vegetación y asentamiento humano. El área de estudio se puede distinguir en cuatro zonas ecológicas: zona Quechua de bosques seco- montañoso bajo que corresponde al fondo de la depresión de Huancayo – Jauja con promedio de temperatura anual que oscila entre 10° y 13°C; zona Suni o Jalea con pendientes reactivadas entre los 3600 y los 4100 metros de altitud con temperaturas que varían de 3° a 6° C; zona Puna se caracteriza por frecuentes heladas, relieve relativamente suave y ubicado entre los 4100 a 4700 m s. n. m. y su vegetación está representada por *ichu*, plantas almohadillas y rosetadas y zona Janca corresponde a un sistema montañoso de 6 km de ancho y está representado por macizo de Huaytapallana su vegetación es pobre.

2.2.3. Historia

Las minas Angélica y Rica Bandurria fueron trabajadas desde la época de los españoles, durante los años de 1,925 a 1,964 se explotó centrándose en zonas de mayor ley de mineral, donde ambas minas se trabajaron indiscriminadamente y rudimentaria por la falta de conocimiento de la geometría del yacimiento. Mina Angélica se explotó subterráneamente en 4 niveles (total h=60m) y luego por open pit (L=150mx A=50m y h=18m), produciendo mineral mayor de 5 %Cu.

En los años 1,953 a 1964 se registró la producción de Angélica y Bandurria vendido a Cerro de Pasco Corporation. Asimismo, en dicha a mina se realizaron las siguientes visitas técnicas con la finalidad de obtener mayor producción:

- 1,909: Dr. Gustavo Steimanvisito Rica Bandurria y recomendó mayor exploración.
- 1,925: Roberto Peale, geólogo de Morococha, recomendó perforación diamantina.
- 1,952: A.I. Rodriguez quedo favorablemente impresionados.
- 1,955: Dr. Rudolf Forster recomendó explorar por galerías.
- 1,960: Luis Rodriguez-Sawaorecomendó exploración geofísica y geoquímica.
- 1,964: W.N Clarc, indica excelentes posibilidades de encontrar nuevos cuerpos mineralizados.
- 1,954: Uldrich Petersen, concluyo las posibilidades de encontrar otros cuerpos mineralizados y que Angélica era muy promisor.

En 10 años de operación los hermanos Quispe han roto 96,883TMS con 2,50% Cu, entre Angélica y Bandurria, teniendo como mineral comercial seleccionado a mano de 21,983TMS con 9,47%Cu, donde el cut off fue de 5% Cu (usado como relleno).

2.3. Geología

2.3.1. Geología regional

a) Grupo Pucara

Aflora ampliamente en los andes centrales, se encuentra dos formaciones de donde la particularidad litológica que comprenden entre *Sinclinorium* perteneciente a *Llocllapampa* y el *Sinclinorium* perteneciente a Ricrán.

En los límites de estas zonas se identificó como en otras áreas pertenecientes al Perú Central, las tres formaciones estudiadas anteriormente esto es: formación Condorsinga, Aramachay y Chambara.

b) Formación Condorsinga

Las rocas de la formación Condorsinga surgieron en las áreas de *Sinclinorium* de *Llocllapampa* y Ricrán, donde litológicamente presenta secuencia calcárea muy monótona y bastante potente que manifiesta en el límite superior del grupo Pucará, ubicado en el sinclinal de *Llacuaripamapa* con dimensiones de 154 m

que se sustenta de la secuencia a causa de que ha sido erosionada en parte. Pertenece a la edad Sinemuriano Superior a Toarciano Superior, esto se debe a los fósiles determinados por A. Pardo (en Megard, 1968), equivalente a la serie calcárea superior de Harrison (1943).

Paleográficamente la formación Condorsinga comprende una alternancia de sedimentos carbonatados y detríticos sobre la plataforma post tardihercínica, de dominio en gran parte del Perú central, con presencia de un miembro basal terrígeno con yeso y espillitas, prueba una actividad volcánica de ambiente lagunar en los comienzos de la formación de la cuenca. La sedimentación de calizas es neta y continúa a partir del Noriano. Pero, este ambiente se interrumpe con la llegada de material terrígeno por efecto de la erosión de los relieves concomitantes a la subsidencia de la cuenca. Durante el Hettangiano y el Sinemuriano superior, se encuentra siempre trazas de la actividad volcánica (corrientes de turbiditas, brechas y calizas detríticas)

c) Formación Chambara

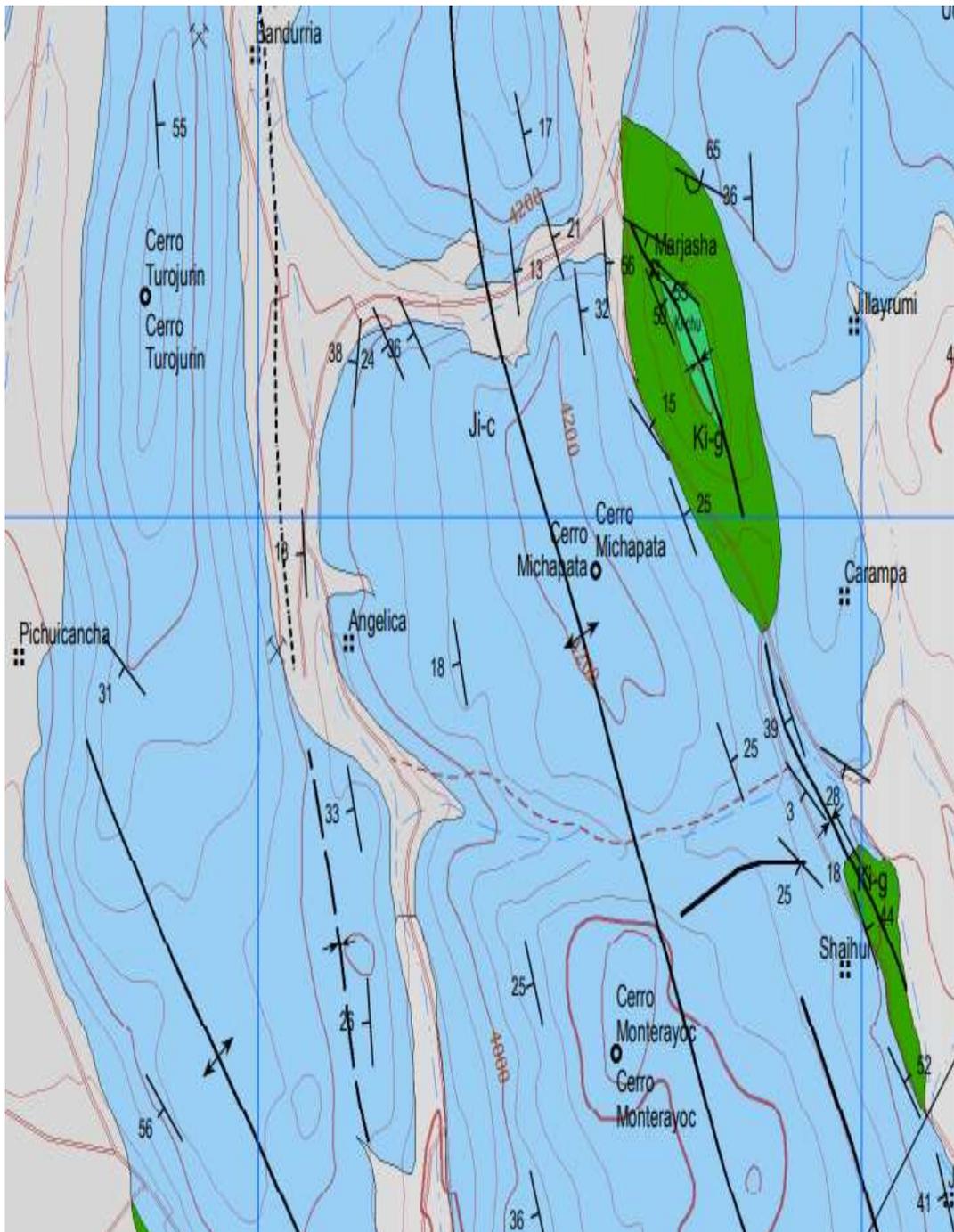
Esta formación es exclusivamente calcaría, pero en esta parte pudo diferenciarse dos formaciones en las cuales lo inferior constituye terrígeno (material detrítico y volcánico, tufos retrabajados, grauwakas, margas, yeso y dolomitas) y superior es calcáreo (turbiditas con facies calcáreas, calizas en chert, brechas calcáreas, y dolomitas).

d) Formación Aramachay

Se ubica en los límites de los bancos calcáreos del triás y lías superior, que sus formaciones comprenden primordialmente de lutitas negras, calizas y lodos bituminosos con *cherts* y componentes altos de fosfatos, vanadio, selenio y otros minerales. Litológicamente la formación Aramachay comprenden areniscas de grano fino, calizas en bancos delgados con nódulos de *chert*, en bancos de dimensiones 30 cm-50 cm, areniscas glauconíticas, fosforitas en pequeñas concreciones, con matriz y cemento rico en fosfato, cemento arcilloso, marrones a verdosas, beige-marrones, grano grueso en bancos de 10 cm - margas con *cherts*, Calizas con *cherts*, calizas con *cherts* y Cineritas con restos de plantas.

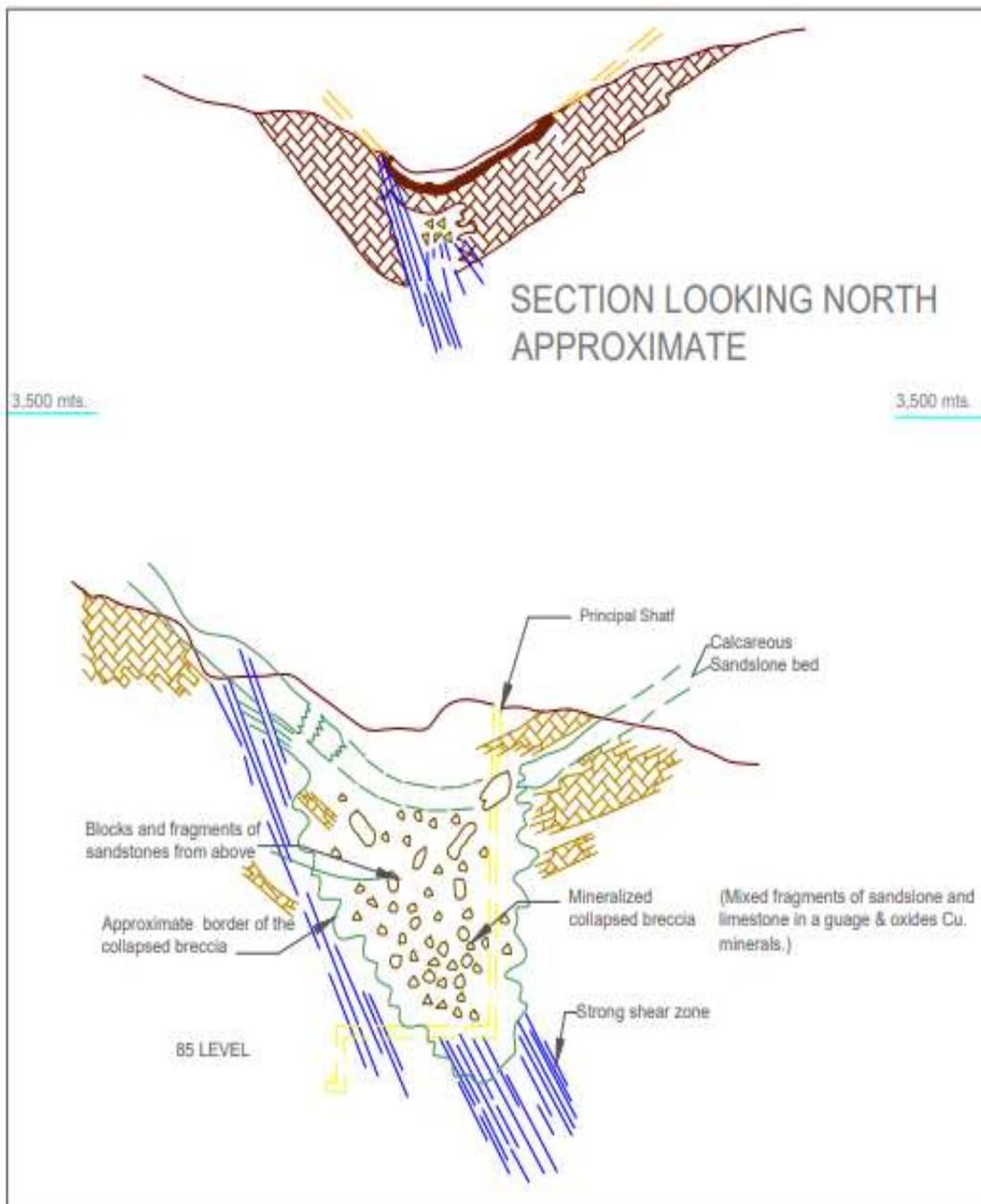
2.3.2. Geología local

El área de estudio se puede visualizar que está compuesta por rocas sedimentarias emplazadas en paquetes calcáreos, calizas y dolomitas, que pertenecen al grupo pucara. La geometría está representada por vetas como Angélica, Bandurria y anomalía Rosita.



**Figura 2. Mapa de geología local
Tomado de INGEMMET**

En el proyecto NPV INVESTMENT se puede visualizar calizas de color gris y gris beige en estratos gruesos, generalmente calizas metrificas y calcáreas amarillentas, estas pertenecen a la formación Condorsinga.

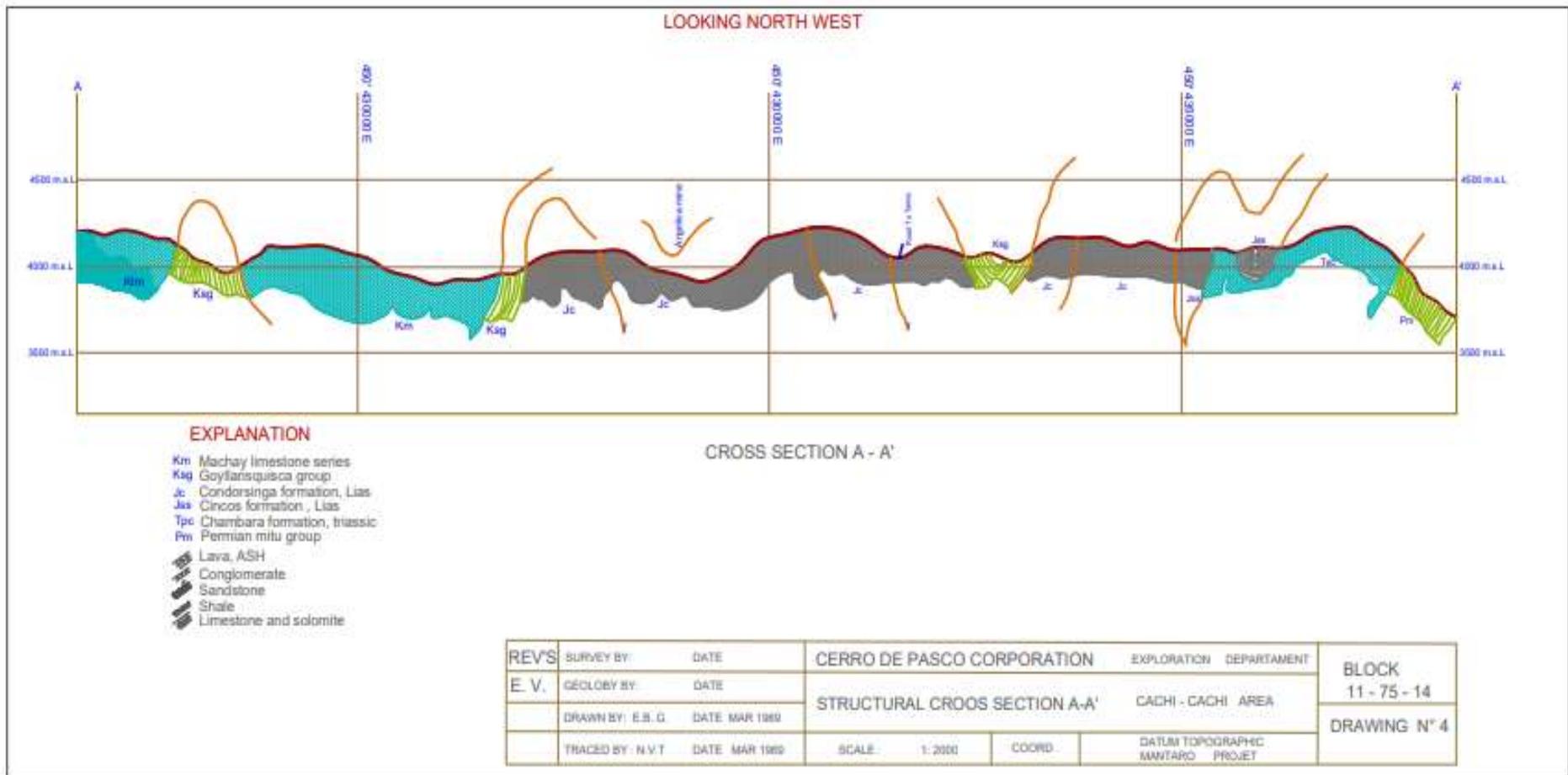


**Figura 3. Geología de la veta Angélica de NPV INVESTMENT
Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT**

En la veta Angélica se visualiza bloques y fragmento de areniscas calcáreas, un borde aproximado de brecha de colapso, también se puede observar un fuerte cizallamiento. El cuerpo mineralizado se observa en una brecha de colapso con una fragmentación mixta entre areniscas y calizas en óxidos de cobre.

2.3.3. Geología estructural

La vista del norte y este del perfil y sección geológica del proyecto está comprendido de 3500N a 4500N y de 450'430000E a 450'435000E , donde se aprecia que es perteneciente a la formación del grupo Goyllarisquisga, Chambara , Condorsiga y al grupo Triásico, Pérmico, pero es de mucha importancia mencionar que el proyecto pertenece principalmente al grupo Condorsinga, formada por rocas sedimentarias de areniscas, calizas, dolomitas y conglomerado, las cuales son producto de la acumulación de sedimentos.



**Figura 4. Estructura
Tomado de área de Geología de NPV INVESTMENT**

El cuerpo mineralizado está emplazado en zonas de cizalla, fragmento de brecha, zonas de fracturación (fallas) y pliegue sinclinal asimétrico, esto nos indica buenas posibilidades de encontrar otras concentraciones mineralizadas laterales y también en profundidad.

2.4. Tipo de depósito

La mineralización se encuentra en una veta diseminada, ubicada en una falla de zona de cizallamiento, fragmentos de brecha y zonas de fracturación, ubicándose cerca al eje de un sinclinal asimétrico.



**Figura 5. Estructura de depósito de minera
Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT**

Se observa una zona de cizallamiento a lo largo de toda la estructura entre las vetas Angelica, Bandurria y anomalía Rosita.

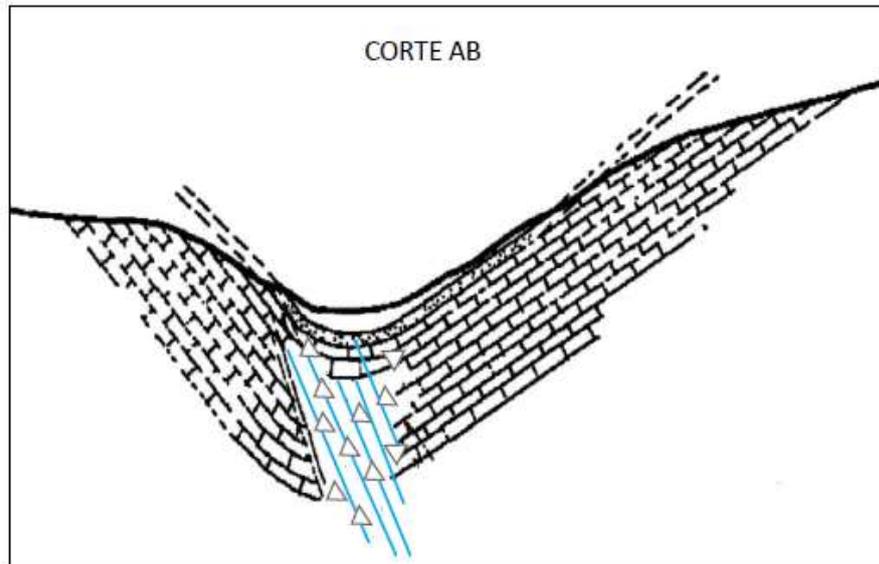


Figura 6. Corte asimétrico veta Angélica
Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT

La mineralización se encuentra en forma de lentes, manchas, disseminaciones y relleno de numerosas fracturas entrelazadas. Asimismo, se emplaza en zonas de cizalla, fragmentos de brechas, zonas de fracturación, que está representada por enriquecimiento secundario de tenorita, malaquita, crisocola, cuprita, limonita, cobre nativo y chalcocita, estos minerales están en forma de lentes manchas, lentes, disseminados y rellenos de numerosas fracturas entrelazadas.

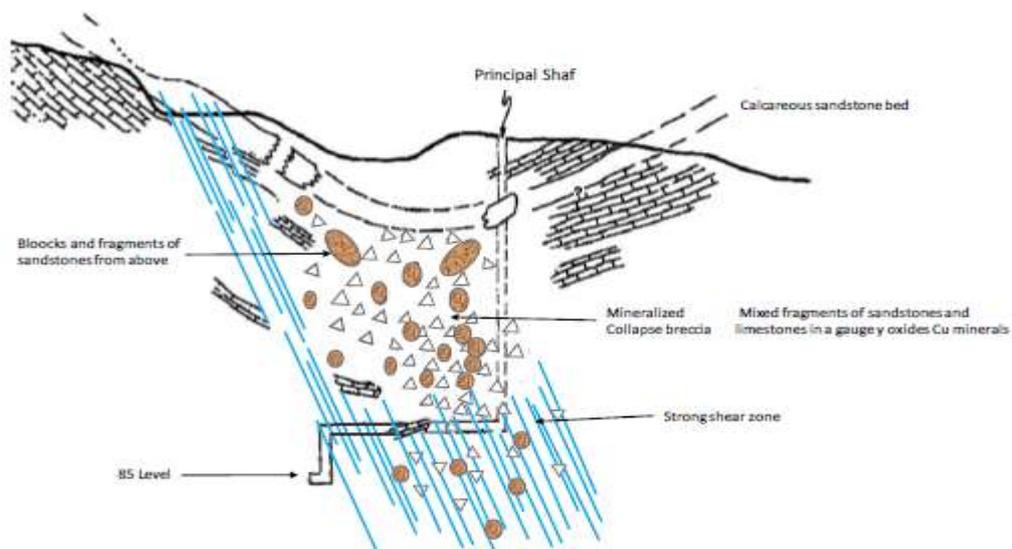


Figura 7. Zona mineralizada
Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT

2.5. Bases teóricas

2.5.1. Concepto de benchmarking

Es una de las herramientas de gran importancia aplicadas en gerencias para realizar evaluaciones de los productos, servicios y trabajos de las organizaciones, asimismo esta herramienta está basada en la comparación de las mejores prácticas de organizaciones exitosas que son reconocidas como líderes de las mejores prácticas, con el propósito de generar cambios y mejoras por el bien de la organización. (3)

2.5.1.1. Origen

El *benchmarking* se origina a base de dos teorías. El primero es el origen chino que data hace más de mil 500 años, en esta teoría menciona que “si usted conoce a su enemigo y se conoce a sí mismo, no tiene por qué temer el resultado de 100 batallas”. La otra teoría nace en Japón y proviene de la palabra *dantotuzu*, palabra que significa “luchar por ser el mejor de los mejores”. La herramienta de *benchmarking* nace del origen de la humanidad por la misma necesidad de ser los mejores a cada paso del tiempo y cambios tecnológicos.

El *benchmarking* se originó por la misma necesidad de las organizaciones de querer saber sus éxitos frente a otras empresas con el propósito de tener mayor información, en la que les permita mejorar los procesos operativos e ingresar en un campo de alto competitividad. Por la búsqueda y comparación continua de mejores prácticas, en procesos de la industria y comercialización, la aplicación de benchmarking en una compañía se traduce en resultados positivos. (3)

2.5.1.2. Historia

La definición de *benchmarking* tiene origen en los Estados Unidos donde fue empleado por primera vez en gestión de empresas industriales en los años 60. Cuando se explora información se puede encontrar a la empresa Xerox Corporation que indica a su éxito como “liderazgo mediante la calidad”, En 1979 Xerox empieza aplicar *benchmarking* competitivo en algunas de sus unidades operativas decide aplicar porque se estaba perdiendo cuota en el mercado, es ahí donde decide tratar de explicar porque una empresa americana vende sus equipos a un precio igual a sus costos operativos de Xerox, es para ello que

realizan el uso de *benchmarking* y tuvieron éxito; años más tarde se estaba utilizando en toda la organización, en la que empezaron a comparar diferentes áreas de las mejores empresas en su mismo nivel para saber si ellos hacían sus propios productos, cuanto era su coste, distribución, precio de venta y tecnología que utilizaban; enfocados a ser mejores en cada área. Años más tarde se dieron cuenta que fallaron en evaluación entre áreas operacionales internas o *benchmarking* interno concentrándose más en el externo; iniciaron una reingeniería con investigación más al respecto entonces haciendo un buen uso de la herramienta de *benchmarking* en el año 1989 fueron ganadores del premio Nacional de calidad Malcom Baldrige, desde entonces se viraliza y es usado en todas las empresas que son reconocidas por su rendimiento y calidad. (3)

2.5.1.3. ¿Para qué sirve?

El *benchmarking* se aplica para realizar comparaciones de los procesos de una organización, en la que realizan actividades similares con el objetivo de poder realizar un análisis, evaluación de las diferentes formas de mejora dichos procesos de las propias organizaciones. Esta herramienta permite comprender y aprender sobre el éxito de las demás áreas de trabajo. Esta herramienta es un análisis, estudio estratégico que es utilizado para determinar las mejores prácticas de las organizaciones, a la vez permite conocer, aprender los éxitos logrados de las empresas de otros similares en un área específica que cuenta con equipos de trabajo que buscan las mejoras continuas. Es una herramienta de gran importancia y muy útil para el personal gerencial y tener nuevas estrategias de los equipos de trabajo específico. Es de mucha importancia tener el conocimiento adecuado del rol que tienen los procesos internos antes de realizar el análisis, estudio de otros externos a ellos, así mismo se debe tener la utilización de un proceso que ya fue estudiado minuciosamente antes de aplicarlas a la organización. (3)

2.6. Propiedades geológicas del área de estudio

El macizo rocoso se encuentra en una zona de cizallamiento, fragmentos de brecha y zonas de fractura, ubicándose cerca del eje de un sinclinal asimétrico con rumbo de N 30° - 35° W y buzamiento de 50° - 70° SE. Asimismo, presenta una forma tabular, con una potencia de 3 m, inclinación intermedia de 70° ,

profundidad de 110m y con una distribución de leyes diseminado. Estos datos son de mucha importancia porque tienen influencia directa en la selección del método de minado conceptual en la veta Angélica.



**Figura 8. Veta Rosita y Bandurria
Tomado de Google Earth**

Se aprecia que la veta Angélica está en el intermedio entre la veta Rosita y Rica Bandurria, en un tipo de falla anticlinal con una longitud de 2700 m y ancho de 350 m.

2.7. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso

Las labores tanto subterráneas y superficiales se realizan con equipos mixtos; por esa razón, es de máxima importancia reconocer las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, sus particularidades y sus limitaciones de la geometría del yacimiento.

Las propiedades geomecánicas obtenidas serán importantes para el diseño de sostenimiento, mediante aplicación de elementos de sostenimiento tanto activos y pasivos de acuerdo al resultado, las cuales deberán aplicarse en el momento y tiempo adecuado pues inicialmente no se requiere mucha fuerza para sostener y posteriormente requiere un considerable fuerza para sostener.

La clasificación geomecánica de la veta Angélica es lo siguiente:

Tabla 3. Clasificación geomecánica por RMR

Clasificación	RMR
Muy débil	0-20
Débil	20-40
Moderado	40-60
Fuerte	60-80
Muy fuerte	80-100

Tomado de Explotación subterránea métodos y casos prácticos (1998)

- **Esfuerzo de subducción de la roca (RSS)**

Tabla 4. Clasificación de la estructura según profundidad

Clasificación	Valor
Muy pobre	<5
Pobre	5-10
Moderado	10-15
Fuerte	>15

Tomado de Explotación subterránea métodos y casos prácticos (1998)

En el proyecto NPV Investment explotado en el año 1965, se trabajó 18 m en *open pit* y 60 m de profundidad de manera subterránea en la cuales se puede presenciar que cuenta con presencia de areniscas calcarías como roca encajonante de caja techo, en caja piso tenemos la presencia de calizas, tenoritas y como cuerpo mineralizado se cuenta con tenorita, malaquita, chalcosita, crisocola, limonita, cuprita y cobre nativo.

Tabla 5. Características geomecánicas

	RMR	ESFUERZO UNIAxIAL
Caja techo	44(Moderado)	7
Cuerpo mineralizado	42(Moderado)	7
Caja piso	61 (Fuerte)	10

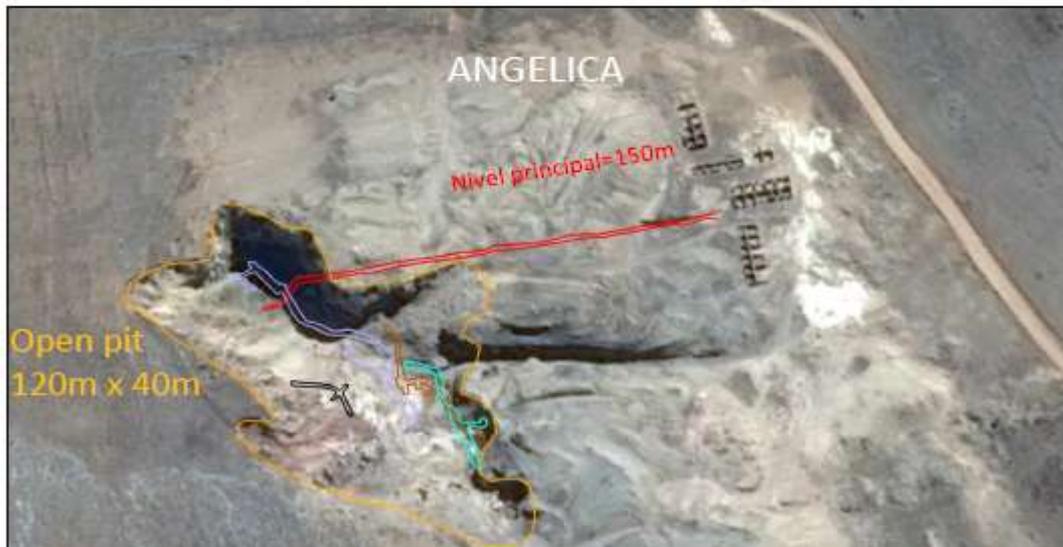


Figura 9. Labores que fueron trabajados anteriormente por la calidad del macizo rocoso Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT

2.8. Selección del método de minado conceptual según Nicholas

La metodología planteada por Nicholas (1981) destaca procedimientos de explotación factibles, se basa en una clasificación numérica, por lo tanto, se usa un procedimiento numérico, de acuerdo a sus características geotécnicas, estado tensional en el lugar y particularidades geológicas del depósito. (5)

Al realizar una selección en muchos casos el factor dominante viene a ser la geometría del depósito a fin de reconocer el sistema de explotación conveniente, asimismo por factor económico es indispensable para realizar la comparación y selección del método.

- **Geometría del yacimiento y distribución de leyes**

Los datos de geología anteriormente mencionados serán procesados.

Tabla 6. Propiedades geológicas de la veta Angélica de NPV INVESTMENT

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES			BORRAR
1. FORMA:			
Equidimensional o masivo:	M	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.	<input type="text"/>
Tabular:	T	Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.	<input type="text" value="1"/>
Irregular:	I	Las dimensiones varían a distancia muy pequeñas.	<input type="text"/>
2. POTENCIA DEL MINERAL:			
Muy Estrecho	ME	(< 3 m)	<input type="text"/>
Estrecho	E	(3 – 10 m)	<input type="text" value="1"/>
Intermedio	I	(10 – 30 m)	<input type="text"/>
Potente	P	(30 -100 m)	<input type="text"/>
Muy potente	MP	(> 100 m)	<input type="text"/>
3. INCLINACIÓN:			
Echado/Tumbado	T	(< 20°)	<input type="text"/>
Intermedio	IT	(20 – 55°)	<input type="text" value="1"/>
Inclinado	IN	(> 55°)	<input type="text"/>
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES			
Uniforme:	U	La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constantemente en cualquier punto de este.	<input type="text"/>
Gradual o diseminado:	D	Las leyes tiene una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.	<input type="text" value="1"/>
Errático:	E	No existe una relación espacial entre las leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.	<input type="text"/>
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE			
Superficial	S	(0 – 100m)	<input type="text"/>
Intermedio	I	(100 – 600m)	<input type="text" value="1"/>
Profundo	P	(> 600m)	<input type="text"/>

- **Propiedades geomecánicas**

Con los datos de geomecánica anteriormente mencionados se procederá a procesar en la tabla.

Tabla 7. Propiedades geomecánicas de la veta Angélica de NPV INVESTMENT

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS			ZONA MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO
1.- RMR					
Muy Débil	MD	0 - 20			
Débil	D	20 - 40			
Moderado	M	40 - 60	<u>1</u>	<u>1</u>	
Fuerte	F	60 - 80			<u>1</u>
Muy Fuerte	MF	80 - 100			
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL					
Muy Pobre	MP	(< 5)			
Pobre	P	(5 - 10)	<u>1</u>	<u>1</u>	<u>1</u>
Moderado	M	(10 - 15)			
Fuerte	F	(> 15)			

• **Resultados de la evaluación**

Después de procesar los datos, se establece un ranking numérico de puntuación señalando un valor para cada método de minado, donde indica que el mayor número es el método de minado adecuado.

Tabla 8. Resultados según ranking numérico de puntuación

ORDEN	Método de explotación	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA				TOTAL
			MINERAL	TECHO	PISO	SUB TOTAL	
1	Cut & Fill Stoping	17	3	9	5	17	34
2	Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
2	Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
4	Open Pit Mining	10	6	7	7	20	30
5	Sublevel Stoping	14	6	4	4	14	28
5	Longwall Mining	10	9	9	0	18	28
7	Shrinkage Stoping	13	4	3	5	12	25
8	Room and Pilar	12	3	3	0	6	18
8	Top Slicing	7	3	4	4	11	18
8	Square Set Stoping	9	4	3	2	9	18
14	Sublevel Caving	-40	6	6	5	17	-23
15	Block Caving	-40	4	6	5	15	-25

Después de analizar los datos proporcionados a las tablas de Nicholas, este recomienda los siguientes métodos de minado adecuados para la veta Angelica.

Tabla 9. Métodos de minado recomendada para la veta Angélica de NPV INVESTMENTS

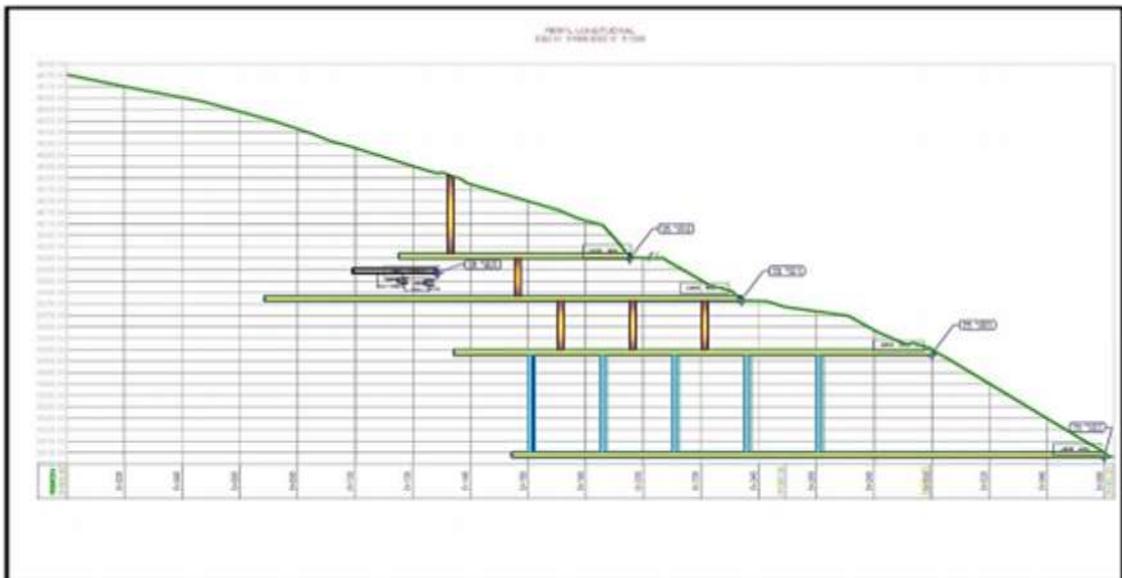
Método de minado	Puntuación
Cut & Fill Stoping	34
Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	31
Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	31

- **Descripción de los métodos de minado propuestos por NICHOLAS**

a) Cut and fill stoping

El minado corte y relleno se realiza en forma de tajadas horizontales comenzando ya sea de hacia arriba o hacia abajo, el mineral es extraído completamente del tajo cuando el mineral ya haya sido disparado, para luego rellenar con material estéril para utilizar como soporte de los próximos tajeos, así mismo en este método de deja un espacio necesario entre el relleno y la corona del otro tajeo con el fin de realizar el disparo y extracción de este, teniendo un ciclo empezado por la perforación, voladura, carga, disparo y relleno, características principales de este ciclo de minado.

Para el relleno se puede utilizar el material de la roca estéril de las son extraídos de las labores de desarrollo de mina que serán repartidos con los equipos apropiados, en la actualidad en *cut and fill* mecanizado se tiene el relleno hidráulico en la que es preparado a base del material de los relaves de la planta de tratamiento.



**Figura 10. Método de explotación cut and fill
Tomado de INGEMMET**

Este método de minado es flexible por lo que se puede aplicar en cuerpos mineralizados con buzamientos pronunciados, también en cualquier tipo de terreno y depósito, con rocas tanto en caja techo y caja piso medianamente competentes e irregulares, es importante que el mineral a extraer tenga buena ley y de vital importancia contar con material de relleno.

b) Bench and fill stoping

El método por *bench & fill stoping* (subniveles ascendentes por banqueo y relleno) pertenece a una versión del anterior método descrito corte y relleno, este minado se explotan por banqueos en mayores volúmenes y disminuye el precio de productividad. (7)

En esta versión por este método se desarrolla en cuerpos con geometría que va con aproximación vertical o vertical con mediciones y rocas competentes aquí se tiene hacer labores como chimeneas para producir la primera cara libre y las siguientes caras es vía el método de minado VCR de modo que se pueda explotar en cortes o tajadas con secuencia de salida y continuada por ciclos de relleno en marcha. En esta explotación de *bench and fill* se considera características técnicas como estabilidad de las paredes del banqueo, estudio geotécnico, equipos de perforación y sus dimensiones respectivas en alto y ancho. En sus labores tanto de desarrollo y preparación se encuentra pivotes, *bypass*, rampa, galería, *draw point*, cruceros de acceso, sumideros, cámaras de acumulación de material, ventanas de carguío, chimeneas de ventilación subniveles, *orepass* y chimeneas slot. (7)

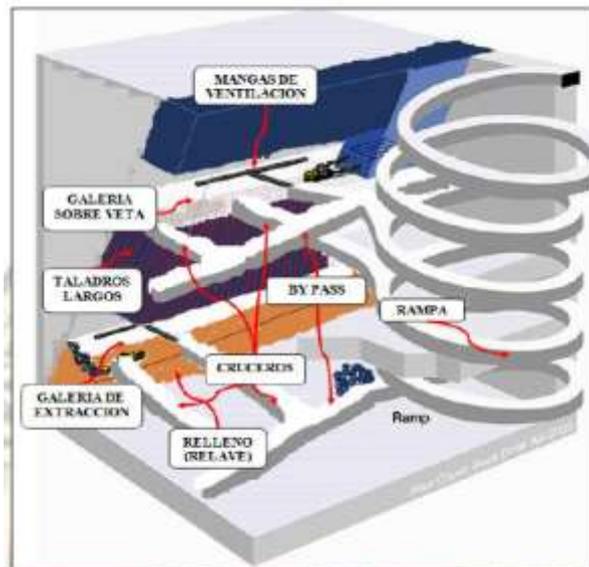


Figura 11. Método de explotación bench and fill
Tomado de Informe virtual

c) Sublevel stopping longitudinal

El método consiste en realizar labores de desarrollo de mina estas labores se realizan fuera del cuerpo mineralizado pero paralelos a ellos, este método es caracterizado por la que genera un alto productividad ya que las labores de preparación son realizadas en mayor porcentaje en mineral y porque la recuperación de los pilares se realiza al final de minado.

El minado es ejecutado desde los niveles para predeterminar los intervalos verticales y los subniveles son desarrollados entre los niveles principales, el mineral derribado por la voladura a base de taladros largos cae hacia las zonas vacías y es recuperado desde los *draw-point* para así ser transportado hacia la superficie mediante los equipos. Este método presenta una recuperación aproximado de 60 a 80 %, la dilución varía de 3 a 10 %, los muros y losas pueden ser recuperados. Para el desarrollo del método se debe tener en consideración que los depósitos deben ser aproximadamente verticales, las rocas cajas deben ser competentes, los cuerpos mineralizados deben estar debidamente delimitados, el mineral tiene que ser competente con buena estabilidad de forma tabular o lenticular con ancho de 3m a 30m y longitud extensa.

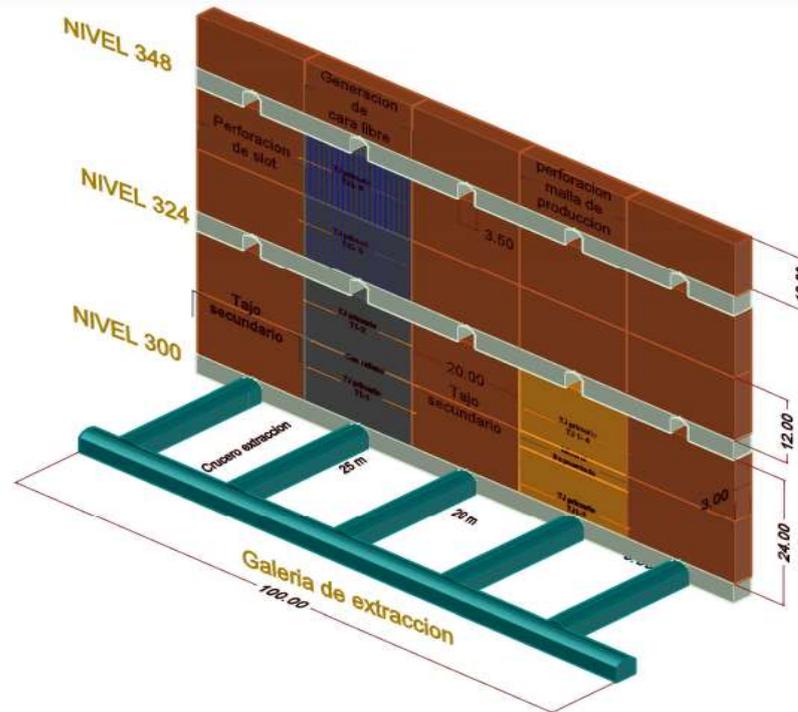


Figura 12. Diseño de subnivel stopping longitudinal

2.8.1. Determinación de los recursos geológicos

Un recurso geológico se entiende que es cualquier elemento físico ya sea gaseoso o líquido que se encuentra en la corteza terrestre que son aptos para su explotación y aprovechamiento, los recursos minerales se han clasificado en metálicos, industriales y no metálicos.

Tabla 10. Recursos minerales de la veta Angélica Y Bandurria

	Tipo de mineral	Tonelaje	Potencia (m)	Cu%	Mo %	Ag Oz/t
Veta Angelica (Medido+Indicado)	óxidos	518,700	3.00	2.56	-	0.17
Veta Bandurria (Medido+Indicado)	óxidos	354,900	3.00	2.18	-	0.23
Total mineral Medido + Indicado		873,600	3.00	2.37	-	0.29

Según el análisis realizado se observa que para la Angélica se considera una potencia de potencia 3, Cu% 2.56 y Ag (Oz/t) 0.17 se calcula 518,700.00 toneladas de recursos, de igual manera para la veta bandurria considerando potencia 3, Cu% 2.18 y Ag(Oz/t) 0.23 se calcula 354,900.00 toneladas de recursos; sumando un total entre ambas vetas 873,600.00 TM.

Tabla 11. Potencial de exploración veta Angélica

ZONA MINERALIZADA	TIPO DE MINERALIZACION	CODIGO	POTENCIA (m.)	LEYES			DIMENSIONES DE ZONAS MINERALIZADAS					P.E	TM
				Cu (%)	Mb (%)	Ag (oz/t)	LONGITUD (m)	PROFUNDIDAD (m)	AREA (m2)	POTENCIA (m)	VOLUMEN (m3)		
		119201	0.00	1.56	0.0	0.01							
		119202	0.00	2.68	0.0	0.10							
		119203	0.00	2.22	0.0	0.30							
		119204	0.00	1.55	0.0	0.70							
		119205	0.00	2.13	0.0	0.80							
		119206	0.00	2.05	0.0	0.90							
		119207	0.00	1.67	0.0	0.20							
		119208	0.00	0.69	0.0	0.03							
		119209	0.00	0.92	0.0	0.09							
		119210	0.00	0.72	0.0	0.01							
		119211	0.00	0.25	0.0	0.08							
		119212	0.00	0.06	0.0	0.00							
		119213	0.00		0.0	0.02							
		119214	0.00	0.05	0.0	0.04							
		119215	0.00	0.06	0.0	0.01							
		119216	0.00	0.08	0.0	0.00							
		119217	0.00	0.04	0.0	0.10							
		119218	0.00	0.06	0.0	0.11							
		119219	0.00	0.03	0.0	0.00							
		119220	0.00	1.80	0.0	0.07							
		119221	0.00	2.27	0.0	0.20							
		119222	0.00	2.39	0.0	0.22							
		119223	0.00	4.22	0.0	0.33							
		119224	0.00	0.90	0.0	0.16							
		119225	0.00	0.69	0.0	0.21							
		119226	0.00	1.26	0.0	0.24							
		119227	0.00	0.96	0.0	0.00							
		119228	0.00	2.51	0.0	0.03							
		119229	0.00	2.02	0.0	0.06							
		119230	0.00	1.80	0.0	0.01							
		119231	0.00	1.73	0.0	0.04							
		119232	0.00	1.89	0.0	0.01							
		119233	0.00	1.59	0.0	0.03							
		119234	0.00	1.74	0.0	0.06							
		119235	0.00	3.19	0.0	0.02							
		119236	0.00	0.38	0.0	0.02							
		119237	0.00	1.35	0.0	0.02							
		119238	0.00	0.25	0.0	0.02							
		119239	0.00	1.13	0.0	0.02							
		119240	0.00	0.95	0.0	0.02							
		119241	0.00	0.58	0.0	0.02							
		119242	0.00	0.29	0.0	0.02							
		119243	0.00	1.55	0.0	0.02							
		119244	0.00	1.23	0.0	0.02							
		119245	0.00	0.68	0.0	0.02							
		119246	0.00	1.53	0.0	0.02							
		119247	0.00	2.15	0.0	0.02							
		119248	0.00	1.07	0.0	0.02							
		119249	0.00	1.11	0.0	0.02							
		119250	0.00	0.39	0.0	0.02							
		119251	0.00	0.42	0.0	0.02							
		119252	0.00	0.08	0.0	0.02							
		119253	0.00	0.03	0.0	0.02							
		119254	0.00	0.04	0.0	0.02							
		119255	0.00	0.06	0.0	0.02							
		PROMEDIO PONDERADO		2.56	0.00	0.17	950.00	70.00	66,500.00	3.00	199,500.00	2.60	518,700.00

Según los datos de los sondeos diamantinos obtenidos se estimó un promedio ponderado de las leyes de Cu 2,56 (%), Mo 0(%) y Ag 0.17 (oz/t). Las reservas geológicas de la veta de interés que es Angélica se calcularon de acuerdo a las dimensiones de las zonas mineralizadas como su longitud, profundidad, potencia y peso específico obteniendo como reserva 518,700.00 TM.

2.8.2. Determinación del valor de mineral (NSR)

El retorno neto de fundición se realizará para cada método de explotación considerando las variables económicas obtenidas en el benchmarking.

$$NSR = (Ley\ Cu * punto\ mineral) + (Ley\ Ag * punto\ mineral)$$

En la siguiente tabla se da mención la Ley de los minerales por cada método de explotación.

Tabla 12. NSR por cada método de minado seleccionado por la plantilla de Nicholas

Mineral	Unidad	Cut and fill	Bench and fill	Sublevel stoping
Cu	%	2.31	1.94	2.29
Ag	Oz/t	0.15	0.13	0.15
NSR (\$/t)		79.09	66.51	78.38

Una vez aplicado la fórmula, en el *cut and fill* se tiene un NSR de 79.09 \$/t, en el método de *bench and fill* 66.51 \$/t y en el *sublevel stoping* se tiene 78.38 \$/t, estos datos obtenidos a su posterior permitieron obtener el *trade off* para la mina NPV Investment.

2.8.3. Determinación de la ley equivalente

Se calcula la ley equivalente para método de minado recomendado por la plantilla de Nicholas, considerando variables técnicas económicas, consideradas en el benchmarking interno que se realizó anteriormente.

$$CuEq = LeyCu + LeyAg * \frac{(\text{precioAg} * \text{Recuperacion Ag})}{(\text{PrecioCu} + \text{RecuperacionCu})}$$

La recuperación metalúrgica del Cu es 24 % y de la Ag 77 %, teniendo una ley de cabeza de 2.56 % y 0.17 Oz/t de los dos minerales respectivamente, así mismo el precio del cobre es 9060.99 \$/t y de la plata es de 842765.27 \$/t y el factor equivalente Ag (FeAg) es de 294.41. Una vez mencionado ya los datos se precedió aplicar la formula mencionada de la ley equivalente. La ley equivalente de cobre calculada para el proyecto es de 2.72% respectivamente.

- **Ley mínima explotable**

$$\text{Cut off Cu} = (\text{Costo total del método de minado} * \text{ley equivalente}) / \text{NSR}$$

Tabla 13. Ley equivalente y ley mínima explotable por cada método de minado de la veta Angélica

ITEM	Unidad	C&F	B&C	SLS
Cu	%	2.31	1.94	2.29
Ag	Oz/t	0.15	0.13	0.15
CuEq	%	2.72	2.72	2.72
Cut off	%	2.28	2.55	2.15

Las leyes mínimas explotables obtenidas para los métodos de *cut and fill* es de 2.28 %, para el *bench and fill* es de 2.55 % y para el *sublevel stoping* longitudinal es de 2.15 %.

- **Ritmo de producción**

El ritmo de producción del proyecto NPV INVESTMENTS se calculó considerando las variables tales como condiciones del mercado, valor de los minerales a extraer, leyes, reservas, conflictos sociales y políticos, factores de medio ambientes y otros.

Como parte de literatura existente se puede encontrar fórmulas empíricas que ayudan a calcular el tamaño de la producción en función a las reservas minables dentro del yacimiento.

La fórmula de Taylor también nos permite calcular cuántos años se podrá explotar una mina, también nos muestra la cantidad de mineral se va extraer

anualmente, mensual y sobre todo diario, estos datos nos sirven como referencia para la planificación y en casi todos los casos se toma estos datos como referencia para dar inicio un proyecto minero.

En la formula se consideran datos de mucha importa tales como el tonelaje de recursos existente del yacimiento minero, Taylor (1976).

$$VOE(\text{años}) = 6.5(\text{reservas} - Mt)^{0.25} (1 \pm 0.2)$$

A continuación, se realiza una breve descripción de los variables considerados en la formula mencionada.

VOE (años) : Vida optima de explotación.

(Reservas-Mt): Reservas expresadas en millones de toneladas.

Glosario

TPA: toneladas por año.

TPD: toneladas por día.

Tabla 14. Producción promedio del método de minado propuesto en la veta Angélica

Método de minado	Unid	C&F	B&F	SLS
VOE	años	[4.4 ; 6.6]	[4.3 ; 6.4]	[4.4 ; 6.6]
VOE promedio	años	5.5	5.4	5.5
TPA	kt	[100 ; 100]	[100 ; 100] 90	[100 ; 100] 97
TPA promedio	kt	97		
TPD	t	[0 ; 0]	[0 ; 0]	[0 ; 0]
TPD promedio	t	266	247	265

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Después de realizar el cálculo correspondiente se obtiene una producción promedio de 266 t/d para el método de *cut and fill*, para el *bench and fill* (con relleno) es de 247 t/d y para el método *sublevel stoping* longitudinal (con relleno) es de 265tpd. Esto a base de una producción máxima según el análisis de la capacidad de planta de beneficio debido a que esta fórmula solo ayuda a tener una noción general sobre cuanto se llegaría a producir.

2.8.4. Determinación de recuperación y dilución de acuerdo al método de minado seleccionado

Dilución se comprende como la mezcla entre mineral considerado mena y roca, considerado ganga producto del disparo realizado tiene consecuencia de disminuir la ley en la recuperación de mineral, disminuyendo los beneficios esperados; y la recuperación es la relación del peso del mineral recuperado con respecto a la cantidad que se alimenta a la tolva.

- **Cálculo de dilución según O'hara**

$$\text{Dilución} = K / ((W)^{1/2} * \text{sen}(a))$$

K= Constante

W= potencia de veta (metros)

a= buzamiento

- **Cálculo de recuperación**

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Contenido metálico del metal}}{\text{Contenido metálico del alimento}} * 100\%$$

Contenido metálico del alimento

$$R = (C (F - T) / F (C-T)) * 100$$

Donde:

R : Recuperación

C : Ley de concentrado

F : ley de cabeza

T : Ley de relave

Tabla 15. Dilución y recuperación según método de minado propuesto para la veta Angélica

Parámetros	C&F	B&F	SLS
Recuperación	89%	68%	88%
Dilución	11%	32%	12%

Para cada método se obtuvo una recuperación adecuada en la se menciona a continuación, para el *bench and fill* es de 89 % en minado *cut and fill*, para el método de minado *bench and fill* es 68 %y de igual manera el método de minado *sublevel stoping* longitudinal es de 88 %; de igual manera la dilución calculada

para el método de minado *cut and fill* es de 11 %, para el método de minado *bench and fill* es 32 %y para el método de minado *sublevel stoping* Longitudinal es de 12%. Los métodos con los cuales se podría alcanzar mayor recuperación son *cutt and fill* y *sublevel stoping* longitudinal.

2.8.5. Cálculos de las variables económicas

Se muestra los resultados de los costos operativos por tonelada, llegando a tener valores calculados según estimación de la utilización de la herramienta de benchmarking es importante precisar que se realiza la comparación con actividades similares que realizan la producción con los ismos métodos de minados propuestos. En este caso para obtener los costos operativos se realizó un benchmarking interno de los métodos propuestos.

Tabla 16. Benchmarking de costos operativos de los métodos propuestos para la veta Angélica

Método de minado	UND	SLS	B&F	C&F
Perforación	\$/t	1.75	1.78	1.46
Voladura	\$/t	0.57	0.56	0.96
Acarreo	\$/t	2.99	2.99	1.23
Transporte	\$/t	1.83	1.88	2.99
Relleno	\$/t	1.44	1.44	1.12
Sostenimiento	\$/t	0.86	0.86	5.43
Mina Mano de obra (MOD)	\$/t	2.60	2.60	2.60
Subtotal Mina	\$/t	12.04	12.11	15.79
Utilidad del contratista	\$/t	0.00	0.00	0.77
C&G superv y servicio	\$/t	0.00	0.00	3.28
Desarrollo	\$/t	8.76	8.76	8.76
Preparación	\$/t	7.16	3.67	3.51
Servic y superv Mina	\$/t	8.92	8.92	8.92
Costo total de Mina	\$/t	36.88	33.46	41.03
Geología	\$/t	2.30	2.30	2.30
Planta concentradora	\$/t	5.00	5.00	5.00
C&A (Apoyo)	\$/t	13.00	13.00	13.00

Energía	\$/t	3.40	3.40	3.40
Mantenimiento	\$/t	8.90	8.90	8.90
Costo de operación	\$/t	69.48	66.06	73.63

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

2.8.6. Cálculo del trade off

En función a los parámetros definidos anteriormente y usando el *benchmarking* se procede a calcular *trade off* para elegir el método de minado que mejor convenga para la veta Angelica tanto económica y financiera.

Tabla 17. Cálculo de trade off de los métodos de minado propuestos para la veta Angélica

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM	Unid	Cut and fill	Bench and fill	Sublevel stoping
Producción 12000 (tpm)	tpd	400	400	400

Costo de Operación (OPEX)

Geología	US\$/t	2.3	2.3	2.3
Mina (costo de relleno esta incluido)	US\$/t	41.03	49.84	37
Planta	US\$/t	5.00	5.00	5.00
Energía	US\$/t	3.40	3.40	3.40
Mantenimiento	US\$/t	8.90	8.90	8.90
Apoyo	US\$/t	13.00	13.00	13.00
TOTAL	US\$/t	74	82	69

Tipos de Mineral Clase de Recursos		Medido, Indicado	Medido, Indicado	Medido, Indicado
<u>Recursos</u>	t	518,700	518,700	518,700
Cu	%	2.56	2.56	2.56
Mo	%	0.00	0.00	0.00
Ag (oz/t)	Oz/t	0.17	0.17	0.17
CuEq % JCCB	%	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/t	143.9	143.9	143.9
JCCB				
Recuperación	%	89	68	88
Dilución	%	11	32	12
<u>Reservas Minables (*)</u>	t	512,424	465,585	511,231
Cu	%	2.31	1.94	2.29
Mb	%	0.00	0.00	0.00
Ag	Oz/t	0.15	0.13	0.15
CuEq %	%	2.45	2.06	2.43
NSR	US\$/t	79.09	66.51	78.38
Costo Total	US\$/t	74	82	69
Margen- beneficio	US\$/t	5.5	-15.9	8.9
Utilidad Bruta	US\$ MM	3	-7	4.55

El método minado propuesto a aplicar en la veta Angélica es el Sublevel Stoping, esto debido a que tiene un costo total inferior de 69 \$/t con respecto a los dos otros métodos mencionados, así mismo un Margen- beneficio de 8.9 \$/t y una utilidad bruta de 4.55 \$/t.

2.9. Diseño operacional del método de minado seleccionado

a) Diseño operacional

Según las propiedades geológicas, propiedades geomecánicas y análisis económico, se determinó un diseño operacional. El análisis económico previo se realizó mediante el uso del *benchmarking* interno y *benchmarking* competitivo de proyectos similares generando los costos operativos. Con los datos de geología y geomecánicas analizados se realizó el diseño del método de minado conceptual. Para poder realizar diseño se tomaron datos de los factores tales como las características del yacimiento y de los equipos de mina, desarrollo de accesos y los requerimientos operativos de los equipos, en cada etapa se consideran las labores de desarrollo y preparación.

Tabla 18. Diseño operacional del método de minado seleccionado para la veta Angélica

Primera etapa				
Fases	Descripción	Sección	Tamaño	Unidad
	Rampa	3.5X3.5	583.5	m
	Galería extracción	3.5X3.5	1755	m
	Crucero	3.5X3.5	55	m
Desarrollo	Crucero de extracción	3X3	1242	m
	Crucero (cámara de carguío)	3.5x3.5	10	m
	cámara peatonal	2x2	144	m
Preparación	Chimenea (6)	2.10x2.10	420	m
	Sub nivel (3)	3x3	1755	m

Con respecto las labores de desarrollo están comprendido por una rampa de 584 m, una galería de extracción de 1755 m, crucero de 55 m, cruceros de extracción de 1242 m, crucero (cámara de carguío) de 10 m y cámara peatonal

de 144 m, las labores de preparación comprenden labores de 6 chimenea de 420m y 3 subniveles de 1755 m.

Tabla 19. Diseño operacional del método de minado seleccionado para la veta Angélica.
Segunda etapa

Fases	Descripción	Sección	Tamaño	Unidad
	Rampa	3.5X3.5	584	m
	Galería extracción	3.5X3.5	1410	m
	Crucero	3.5X3.5	55	m
Desarrollo	Crucero de extracción	3X3	1242	m
	Crucero (cámara de carguío)	3.5x3.5	10	m
	cámara peatonal	2x2	150	m
Preparación	Chimenea (6)	2.1x2.10	350	m
	Sub nivel (3)	3x3	1353	m

En la segunda etapa las labores de desarrollo están comprendido por una rampa de 584 m con, una galería de extracción de 1410m, crucero de 55 m, cruceros de extracción de 1242 m crucero (cámara de carguío) de 10 m y cámara peatonal de 150 m, las labores de preparación comprenden labores de 6 chimenea de 350m y 3 subniveles de 1353 m.

b) Modelo económico

El análisis financiero, *capex*, *opex*, y en principal el plan de minado programado permiten determinar el modelo económico, ya que este modelo consiente en evaluar el método de minado de *sublevel stoping* longitudinal con una explotación subterránea del proyecto NVP INVESTMENT. Se define el VAN de acuerdo a las inversiones y costos operativos, plan de minado del método conceptual, el análisis de sensibilidad del proyecto correspondiente, así teniendo los nuevos flujos de caja y mejorar las predicciones sobre el proyecto que se evaluó.

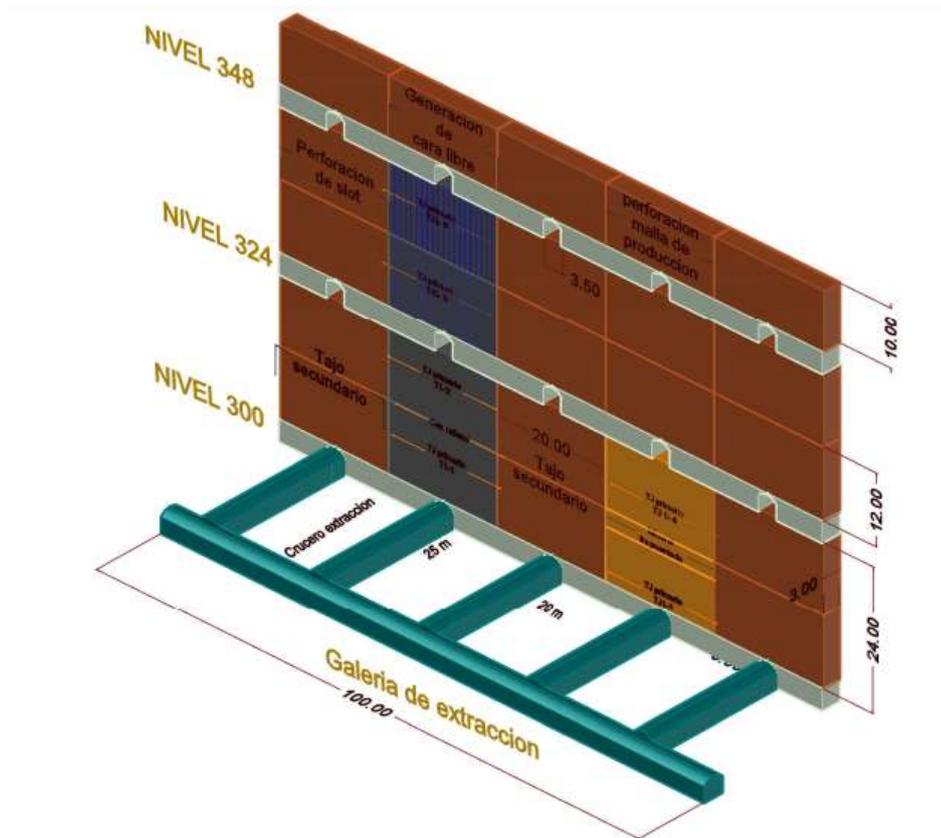


Figura 13. Planificación del método de minado

2.10. Análisis de granulometría

2.10.1. Predicción de fragmentación con burden ajustada

En minería, uno de los parámetros más importante que abarca es el rendimiento de la producción de la faena como es la calidad de fragmentación de la roca tronada, pues la granulometría obtenida después del disparo tiene que ver mucho en el rendimiento del equipo y el mantenimiento que se debe dar a esta, asimismo es importante para ser ejecutado en la planta de beneficio. Por esa razón se calcula el *burden* y espaciamiento dependiendo del tipo de granulometría que se requiere y así aumentar el rendimiento de equipos de la faena minera. Por ese motivo utilizando a un modelo predicción de fragmentación de Kuz-Ram se realiza cálculo de *burden* con el grado de fragmentación deseada. (8)

2.10.2. Metodología

La metodología que se utiliza para poder ampliar las mallas según los ajustes de predicción de fragmentación y procesamiento de la fórmula de Burden

después de una granulometría adecuada para la planta de beneficio. Descripción de los puntos que se requiere analizar. (8)

- Calcular los parámetros de predicción de fragmentación
- Realizar pruebas comparativas con un nuevo explosivo
- Ajustar la curva granulométrica a un modelo de Rosin-Rammler
- Realizar la comparación predictiva de fragmentación Kuz-Ram
- Añadir factores de ajuste y una metodología para una determinación
- Desarrollo de la fórmula de burden en función a una fragmentación requerida
- Establecer nuevos datos de diseño, en función a una predicción de fragmentación ajustada
- Analizar los resultados y comprobar la curva estimada

2.10.3. Parámetros de predicción de fragmentación

En el año de 1893, Claude Cunningham desarrollo el modelo predictivo de fragmentación, en la que es analizado por Kuz-Ram, Claude Cunningham se basó en el modelo Kuznetsov sobre la estimación de tamaño medio de fragmentación y la función de distribución granulométrica de Rosin Rammler. (8) El tamaño de fragmentación medio de la roca (X_{50}) es aplicado en la siguiente función: (8)

$$X_{50} = A \left(\frac{V_o}{Q} \right)^{0.8} (Q)^{1/6} * \left(\frac{1.15}{Er} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X_{50} : Tamaño medio de la roca fragmentada (cm)

A: Factor de roca

V_o : Volumen de roca removida por una perforación (m^3)

Qt: Kilogramos de explosivos de TNT en el pozo

Q: Kilos de explosivo

Er: Potencia relativa al Anfo en peso

En el cálculo del factor de roca "A", se relaciona con el índice de volabilidad de Lilly "BI" de la siguiente forma: (8)

$$A = 0.12 * BI$$

El índice de volabilidad “BI” (Blastability index) se expresa a continuación:

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + H)$$

Donde:

RMD: Parámetro que clasifica la descripción del macizo rocoso como quebradizo, fracturado o masivo.

JPS: Parámetros que representa ponderadamente el espaciamiento de los planos de diaclasas.

JPO: Parámetro que asigna un factor según la orientación de los planos de diaclasas.

SGI: Influencia de la gravedad específica. $2.25 \cdot SG - 50$.

SG: Densidad del macizo rocoso (t/m^3).

H: Dureza = $0.05 \cdot RC$.

RC: Resistencia a la compresión (MPa).

En la siguiente tabla se describe los factores ponderados en relación a los parámetros de roca y estructura del índice de volabilidad de Lilly, se expresan en la siguiente tabla:

Tabla 20. Parámetros de predicción de fragmentación

Parámetro	Rating
Descripción de la masa rocosa (RMD)	
Quebradizo desmenuzable	10
Se fractura en bloques	20
Totalmente masivo	50
Espaciamiento de los planos de diaclasa (JPS)	
Cercano (<0.1m)	10
Intermedio (0.1 a 1m)	20
Amplio (>1m)	50
Orientación de los palnos de diaclasas (JPO)	
Horizontal	10
Inclinación hacia fuera de la cara	20

Rumbo normal a la cara	30
Inclinación hacia dentro de la cara del banco	40
Influencia de la gravedad Especifica (SGI)	SGI=25*SG-50 Donde SG es la densidad del macizo y está en ton m ³
Dureza (H=0.05*RC)	1.10

La ecuación de Rosin Rammler define la distribución de fragmentación de acuerdo al siguiente modelo matemático: (8)

$$R(x) = e^{-\left(\frac{Xc}{Xi}\right)^n}, R(x) + F(x) = 1$$

Una vez expresa el modelo citado, se puede obtener según la formula el tamaño de la roca correspondiente al 1% de material pasante requerido para analizar. (8)

$$Xi = Xc \ln \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right)^{\frac{1}{n}}$$

Donde:

R(x): % de material retenido.

F(x): % de material pasante.

XC: Constante que representa el tamaño característico de la roca.

Xi: Tamaño de la partícula media.

n: Índice de uniformidad de la distribución granulometría

Calculando el tamaño medio para la curva de fragmentación se obtiene:

$$X50 = Xc \ln (2)^{1/n}$$

Comparando y reagrupando los términos para expresar la fragmentación en pulgadas, se puede calcular el tamaño característico de la roca de la siguiente forma: (8)

$$\frac{A * Vo^{0.8}}{2.54} \left(\frac{1.15}{Q * Er} \right)^{\frac{19}{30}} = Xc \ln(2)^{\frac{1}{n}} \quad \text{---} \quad Xc = \frac{A * Vo^{0.8} \left(\frac{1.15}{Q * Er} \right)^{\frac{19}{30}}}{\ln(2)^{\frac{1}{n}} * 2.54}$$

Cunningham también determino el índice de uniformidad en relación a los parámetros de diseño y la desviación de perforación por medio de la siguiente ecuación: (8)

$$n = \left(2.2 - 14 \left(\frac{B}{D} \right) \right) \left(\frac{1 + \left(\frac{E}{B} \right)}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L}{H} \right)$$

Donde:

N: Índice de uniformidad en relación con los parámetros de diseño de perforación y voladura

B: distancia entre la cara libre y taladro cargado (m)

E: distancia entre taladros (m)

D: Diámetro de perforación (mm)

W: Desviación estándar para la precisión de la perforación (m)

L: longitud de la carga explosiva (m)

H: Altura en banco (m)

2.11. Programa de inversión operativa (Budget)

El programa de inversión operativa es el costo de inversión a determinar por cada etapa establecida en el proyecto, que se calcula según el metraje avanzado por guardia de las faenas de desarrollo y preparación realizados.

El programa de inversión operativa está comprendido por 2 etapas donde se realizan las faenas de desarrollo y preparación en mina, esto con sus respectivas secciones a considerar, así mismo en la tabla se observa el metraje a realizar según el avance por disparo. Los ítems mencionados son de mucha importancia a considerar porque permite obtener el costo de preparación de todo ciclo de minado del método a emplear en la veta Angélica.

Tabla 21. Modelo económico de la etapa 1 de explotación de la veta Angélica

ETAPA 1	Labores	Unid	Sección	Metros de labores	Avance /disparo	Costo de preparación		
						metraje	costo	guardia
Desarrollo	Rampa	m	3.5X3.5	584	3.05	583.5	\$222,442	191
	Galería extracción	m	3.5X3.5	1755	3.05	1755.0	\$651,070	472
	Crucero	m	3.5X3.5	55	3.05	55.0	\$20,837	19
	Crucero de extracción	m	3X3	1242	3.05	1242.0	\$419,063	407
	Crucero (cámara de carguío)	m	4x4	10	3.05	10.0	\$3,374	0
	cámara peatonal	m	2x2	144	2.00	144.0	\$33,844	75
Preparación	Chimenea (6)	m	2.1x2.1	420	16.00	420.0	\$139,696	26
	Sub nivel (3)	m	3x3	1755	3.05	1755.0	\$613,443	472
Total						5964.6	\$2,103,768.	1662.
							70	7

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Con el método de minado *sublevel stopping* longitudinal anteriormente seleccionado, se trabaja en dos etapas, teniendo como primer etapa labores de desarrollo que está comprendido por una rampa de 584 m con costo es de \$222,442 , galerías de extracción de longitud 1755m cuyo costo es de \$651,070, crucero de 55 m con un costo de \$20,837, cruceros de extracción de 1242 m con un costo de \$419,063, crucero (cámara de carguío) de 10 m cuyo costo es de \$3,374 y cámara peatonal de 144 m con un costo de \$33,844 y las labores de preparación que comprenden de 6 chimeneas de 70m con un costo de \$139,696 y 3 sub niveles de 1755m que tiene un costo de \$613,443. Llegando a calcular un total de \$2, 103,768.70 de Costo de preparación.

Tabla 22. Modelo económico de la etapa 2 de explotación de la veta Angélica.

ETAPA 2	Labores	Unid	Sección	Metros de labores	Avance /disparo	Costo de preparación		
						Metraje (m)	costo	guardia
	Rampa	m	3.5X3.5	584	3.05	584	S/. 222,441.64	150

Desarrollo	Galería extracción	m	3.5X3.5	1410	3.05	1410	S/. 523,081.80	364
	Crucero	m	3.5X3.5	55	3.05	55	S/. 20,836.62	18
	Crucero de extracción	m	3X3.	1242	3.05	1242	S/. 419,063.22	386
	Crucero (cámara de carguío)	m	3.5x3.5	10	3.05	10	S/. 3,374.10	0
	cámara peatonal	m	2x2	150	2.00	150	S/. 35,254.50	72
Preparación	Chimenea (6)	m	2.1x2.10	350	16.00	350	S/. 116,413.50	4
	Sub nivel (3)	m	3x3	1353	3.05	1353	S/. 473,032.48	444
Total						5964.6	\$2,103,768.70	1662.7

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

En la segunda etapa las labores de desarrollo están comprendidos por una rampa de 584 m con costo es de \$222,442 , galerías de extracción de 1410 m cuyo costo es de \$523,081.80, crucero de 55 m con un costo de \$20,836.62, cruceros de extracción de 1242 m con un costo de \$419,063.22, crucero (cámara de carguío) de 10 m cuyo costo es de \$3,374.10 y cámara peatonal de 150 m con un costo de \$35,254.50, las labores de preparación comprende labores de 6 chimenea de 350m con un costo de \$116,413.50 y 3 sub niveles de 1353 m que tiene un costo de \$473,032.48. En la primera etapa se tiene un total de \$2,103,768.70 de costo de preparación.

2.12. Plan de producción del método de minado seleccionado

De acuerdo a las variables calculadas anteriormente mencionadas en función al método de minado seleccionado, se realizó el *forecast* del plan de minado con una producción mensual de 400 t por día los primeros 6 meses y posterior a ellos se considera 500 t por día en un tiempo de 28 meses.

Tabla 23. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica-año 2021

Año	2021								
NPV INVESTMENTS Veta Angelica	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
TMS	0	0	0	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
%Cu	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
Ag(oz/t)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17

Tabla 24. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal- año 2022

Año	2022											
NPV INVESTMENTS Veta Angelica	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
TMS	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
%Cu	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
Ag(oz/t)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17

Tabla 25. Plan de producción del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal-Año 2023

Año	2023								
NPV INVESTMENTS Veta Angelica	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23	TOTAL	
TMS	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	288124.53	
%Cu	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	
Ag(oz/t)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	

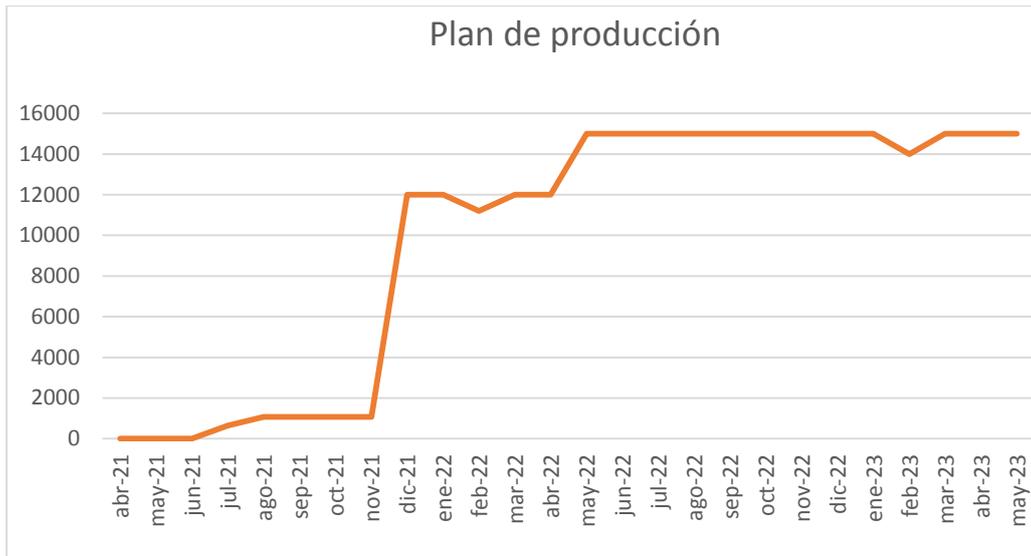


Figura 14. Plan de producción

El plan de producción del método de minado se realiza a base de una ley de cobre de 2.56 % para los años 2021, 2022 y 2023, 28 meses en promedio, los 8 primeros meses no se genera una producción de mineral ya que estos meses solo se realizan los labores de preparación y desarrollo, a partir del mes de diciembre ya crece el grafico significativamente porque ya se tiene los tajeos de extracción generando una producción de 400 t diarias hasta el mes de mayo del 2022, a partir de este mes el grafico crece significativamente por que la producción de mineral es de 500 t diarias que se mantiene constante hasta terminar el periodo planificado, pero se puede observar también que en los meses de febrero de cada año el grafico decrece esto es porque solo se tiene 28 días por mes

- Ingresos y costos

Costos

Tabla 26. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2021

Costo total unitario	US \$ / Tn	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
Produccion	Tn	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
Mina	US\$/ Tn	88,720	92,206	89,216	123,578	113,192	110,348	112,961	110,527	407,312
Planta	US\$/ Tn	4,914	4,914	5,059	10,198	15,305	15,673	15,869	15,673	103,305
Comercial	US\$/ Tn	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152
Medio Ambiente	US\$/ Tn	23,000	22,000	22,000	22,000	4,000	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	67,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Tabla 27. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2022

Costo total unitario	US \$ / Tn	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
Produccion	Tn	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Mina	US\$/ Tn	387,744	358,127	386,282	381,032	481,976	459,900	462,597	462,597	454,589	484,704	458,998	461,842
Planta	US\$/ Tn	103,305	96,317	103,305	103,109	127,305	127,109	127,305	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305
Comercial	US\$/ Tn	54,769	75,505	77,419	77,420	77,420	77,422	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591
Medio Ambiente	US\$/ Tn	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	563,181	547,312	584,369	578,924	704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Tabla 28. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2023

Costo total unitario	US \$ / Tn	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23
Produccion	Tn	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Mina	US\$/ Tn	461,216	426,634	483,716	460,046	460,004	456,453	438,761
Planta	US\$/ Tn	127,305	118,717	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305
Comercial	US\$/ Tn	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591
Medio Ambiente	US\$/ Tn	0	0	0	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020

Tomado del departamento de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Ingresos

Los ingresos para la veta Angélica se estima de acuerdo al método de minado seleccionado Sublevel Stoping Longitudinal considerando producción programada, CuEq de 2.72% constante y retorno neto de fundición de 143.49 US\$/Tn calculado en función a las leyes programadas.

Tabla 29. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
Produccion	Tn	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	0.00	0.00	0.00	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786

Tabla 30. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
Produccion	Tn	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482							

Tabla 31. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la veta Angélica - año 2023

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23
Produccion	Tn	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482

- **Margen operativo**

El margen operativo se describe de acuerdo al plan de minado propuesto en la Angélica se proyecta un periodo de 28 meses. Para el cálculo del margen operativo se consideró el precio de los minerales para Cu 9060.99 \$/TMF y para Ag 26.21 \$/Oz, la producción de mineral de acuerdo al plan de producción proyectado considerando extraer los primeros 6 meses 400 tn por días esto como producción e los tajeos y 500 t posteriormente, la producción del mineral va relacionado a la capacidad de planta, en el parte de costos se consideró costo de mina y costo de planta el costo de estos varía de acuerdo a la producción diaria de mineral. Los ingresos están considerados por la cantidad de concentrado de mineral por el precio de este, el retorno neto de fundición fue considerado 143.49 \$/t de acuerdo a las variables y leyes programadas de cobre de 2.52 % y Cobre equivalente de 2.72 %. Se calcula el margen operativo calculando los ingresos y los egresos si el resultado de este da como resultado superior al NSR se considera como viable al proyecto.

Tabla 32. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica

	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99
	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21
	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
	0.00	0.00	0.00	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
	0.00	0.00	0.00	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17
	-	-	-	21	38	35	36	35	400
	88,720	92,206	89,216	123,578	113,192	110,348	112,961	110,527	407,312
	4,914	4,914	5,059	10,198	15,305	15,673	15,869	15,673	103,305
	0	0	0	10,836	23,068	26,892	33,771	42,183	47,152
	23,000	22,000	22,000	22,000	4,000	0	0	0	0
	23,720	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
	67,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
	207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132
	0.00	0.00	0.00	286.42	161.53	159.06	168.10	173.51	47.93
	0.00	0.00	0.00	48.22	80.37	80.37	80.37	80.37	900.90
	0.00			48.22	80.37	80.37	80.37	80.37	900.90
	0.00	0.00	0.00	92,430.52	154,050.86	154,050.86	154,050.86	154,050.86	1,726,785.59
	0	0	0	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786
	207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132
	(207,497.50)	(136,483.90)	(133,638.08)	(91,544.86)	(18,876.91)	(16,225.60)	(25,913.61)	(31,695.30)	1,151,653.57
	-	-	-	(142.52)	(17.63)	(15.16)	(24.21)	(29.61)	95.97

Tabla 33. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99
	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21
	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17
	387	373	400	400	500	500	500	500	500	500	500	500
	387,744	358,127	386,282	381,032	481,976	459,900	462,597	462,597	454,589	484,704	458,998	461,842
	103,305	96,317	103,305	103,109	127,305	127,109	127,305	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305
	54,769	75,505	77,419	77,420	77,420	77,422	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591
	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
	563,181	547,312	584,369	578,924	704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102
	46.93	48.87	48.70	48.24	46.94	45.45	40.79	40.79	40.24	42.26	40.54	40.74
	900.90	840.84	900.90	900.90	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13
	900.90	840.84	900.90	900.90	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13
	1,726,785.59	1,611,666.55	1,726,785.59	1,726,785.59	2,158,481.98							
	1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482
	563,181	547,312	584,369	578,924	704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102
	1,163,604.37	1,064,354.22	1,142,416.55	1,147,861.77	1,454,417.46	1,476,688.53	1,546,625.29	1,546,625.29	1,554,829.27	1,524,518.93	1,550,420.61	1,547,380.38
	96.97	95.03	95.20	95.66	96.96	98.45	103.11	103.11	103.66	101.63	103.36	103.16

Tabla 34. Margen operativo del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica

		Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	TOTAL
PRECIO DE METALES									
Cu	\$/TMF	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,060.99	9,061
Ag	\$/Oz	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21	26.21
PRODUCCION MINERAL									
	TMS	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	104,000
	% Cu	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
	oz/t Ag	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17
CAPACIDAD TRATAMIENTO PLANTA									
	TMS/día	500	500	500	500	500	500	500	
COSTO									
Mina	US\$	461,216	426,634	483,716	460,046	460,004	456,453	438,761	3,186,830
Planta	US\$	127,305	118,717	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305	882,155
Comercial	US\$	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	32,140
Medio Ambiente	US\$	0	0	0	0	0	0	0	0
Administración	US\$	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	71,540
Comunidad	US\$	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	50,001
TOTAL	US\$	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020	4,222,665
	US\$/t	40.70	40.52	42.20	40.61	40.62	40.37	39.20	40.60
PRODUCCION CONCENTRADOS									
Concentrado Cu	TMS	1,126.13	1,051.05	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	7,807.81
		1,126.13	1,051.05	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	1,126.13	7,807.81
INGRESOS									
Cc Cobre	US\$	2,158,481.98	2,014,583.18	2,158,481.98	2,158,481.98	2,158,481.98	2,158,481.98	2,158,481.98	5,782,915.33
MARGEN OPERATIVO									
Ingresos	US\$	2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	14,965,475
Egresos	US\$	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020	4,222,665
MARGEN OPERATIVO NETO	US\$	1,548,006.76	1,447,278.15	1,525,506.66	1,549,372.32	1,549,218.67	1,552,965.46	1,570,462.15	10,742,810.17
	US\$/t	103.20	103.38	101.70	103.29	103.28	103.53	104.70	103.30

2.13. Capex y opex

El opex está comprendido por los de costos de mina, planta, administrativos, comercial, medio ambiente y comunidad con un total de \$13,508,443.11

Tabla 35. Opex conceptual propuesto de la veta Angélica

Elemento de costo	Costo total
Mina	9,675,278
Planta	2,496,955
Comercial	683,546
Medio ambiente	93,000
Administración	299,660
comunidad	260,004
Total	\$13,508,443.11

El capex que son los costos de inversión, según el estudio realizado contiene los costos de administración, mina, planta concentradora, seguridad y medio ambiente, esto a su vez comprende los costos fijos y los costos variables que es equivale a un total de \$2,764,269

Tabla 36. Capex conceptual propuesto de la veta Angélica

Denominación de inversión	Descripción	costo
Administración	Comunidades	\$67,000
	Infraestructura	\$16,500
	Labores de desarrollo	\$1,350,630
Mina	Labores de Preparación	\$753,139
	Equipos	\$200,000
Planta concentradora	Infraestructura	\$350,000
Seguridad y medio ambiente	Seguridad	\$4,000
	Medio ambiente	\$23,000
Total		\$2,764,269

2.14. Evaluación económica

La evaluación económica es la valoración de una planificación con finalidad de comparar los ingresos con respecto a los costos desarrollándose la factibilidad de medir la rentabilidad de un método de minado.

Por lo tanto, la evaluación económica es una herramienta que permite alternativas de viabilidad en proyectos en función del tiempo, se sustenta mediante principios de matemáticas aplicadas a las finanzas, los principales y de mayor importancia se consiguen:

- El valor presente neto (NPV)
- El índice beneficio-costos (B/C)
- Tasa interna de retorno (TIR)

Adicionalmente, la evaluación económica confronta los movimientos de ingresos gastos e ingresos en proyectos, con relación a los costos y precios en el mercado, en límites persistentes.

Tabla 37. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angelica - año 2021

			AÑO 2021								
Año			4	5	6	7	8	9	10	11	12
Descripción	Unid										
Reservas	TM	518,700									
Producción Mineral	TM		0	0	0	642	1,071	1,071	1,071	1,071	12,000
Ingreso Por Ventas	US \$		0	0	0	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786
RENDA BRUTA	US \$		0	0	0	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786
Royalty	US \$	1%	0	0	0	924	1541	1541	1541	1541	17268
Renta Neta	US \$		0	0	0	91,506	152,510	152,510	152,510	152,510	1,709,518
Costo Producción (-)	US \$		-207,498	-136,484	-133,638	-183,975	-172,928	-170,276	-179,964	-185,746	-575,132
Depreciación (-)	US \$		-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749
Amortización (-)	US \$		-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679
RENDA IMPONIBLE	US \$		-410,925	-339,912	-337,066	-295,897	-223,845	-221,194	-230,882	-236,664	930,958
Impuesto a la Renta (- 10%) mensual	US \$		0	0	0	0	0	0	0	0	93,096
INGRESO NETO	US \$		-410,925.48	-339,912	-337,066	-295,897	-223,845	-221,194	-230,882	-236,664	837,862
Depreciación (+)	US \$		89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749
Amortización (+)	US \$		113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679
Inversión (-)		2,764,269									
FLUJO DE CAJA	US \$	-2,764,269	-207,498	-136,484	-133,638	-92,469	-20,417	-17,766	-27,454	-33,236	1,041,290

Tabla 38. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica - año 2022

			AÑO 2022											
Año			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Descripción	Unid													
Reservas	TM	518,700												
Producción Mineral	TM		12,000	11,200	12,000	12,000	15,000	15,000	15,000	15,000	15,000	15,000	15,000	15,000
Ingreso Por Ventas	US \$		1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482
RENTA BRUTA	US \$		1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482
Royalty	US \$	1%	17268	16117	17268	0	21585	21585	21585	21585	21585	21585	21585	21585
Renta Neta	US \$		1,709,518	1,595,550	1,709,518	1,726,786	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897
Costo Producción (-)	US \$		-563,181	-547,312	-584,369	-578,924	-704,065	-681,793	-611,857	-611,857	-603,653	-633,963	-608,061	-611,102
Depreciación (-)	US \$		-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749
Amortización (-)	US \$		-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679
RENTA IMPONIBLE	US \$		942,909	844,810	921,721	944,434	1,229,405	1,251,676	1,321,612	1,321,612	1,329,816	1,299,506	1,325,408	1,322,368
Impuesto a la Renta (- 10%) mensual	US \$		94,291	84,481	92,172	94,443	122,940	125,168	132,161	132,161	132,982	129,951	132,541	132,237
INGRESO NETO	US \$		848,618	760,329	829,549	849,990	1,106,464	1,126,508	1,189,451	1,189,451	1,196,835	1,169,556	1,192,867	1,190,131
Depreciación (+)	US \$		89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749
Amortización (+)	US \$		113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679
Inversión (-)		2,764,269												
FLUJO DE CAJA	US \$	-2,764,269	1,052,046	963,757	1,032,977	1,053,418	1,309,892	1,329,936	1,392,879	1,392,879	1,400,263	1,372,983	1,396,295	1,393,559

Tabla 39. Evaluación económica del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angelica - año 2023

			AÑO 2023							Total
Año			1	2	3	4	5	6	7	
Descripción	Unid									
Reservas	TM	518,700								
Producción Mineral	TM		15,000	14,000	15,000	15,000	15,000	15,000	15,000	288,124.53
Ingreso Por Ventas	US \$		2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	41460773.77
RENTA BRUTA	US \$		2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	41460773.77
Royalty	US \$	1%	21585	20146	21585	21585	21585	21585	21585	397339.8819
Renta Neta	US \$		2,136,897	1,994,437	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	2,136,897	41063433.89
Costo Producción (-)	US \$		-610,475	-567,305	-632,975	-609,110	-609,263	-605,517	-588,020	
Depreciación (-)	US \$		-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	-89,749	
Amortización (-)	US \$		-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	-113,679	
RENTA IMPONIBLE	US \$		1,322,994	1,223,704	1,300,494	1,324,360	1,324,206	1,327,953	1,345,449	21859007.51
Impuesto a la Renta (- 10%) mensual	US \$		132,299	122,370	130,049	132,436	132,421	132,795	134,545	2415539.34
INGRESO NETO	US \$		1,190,695	1,101,334	1,170,444	1,191,924	1,191,785	1,195,157	1,210,904	19443468.17
Depreciación (+)	US \$		89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	89,749	25139451.44
Amortización (+)	US \$		113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	113,679	
Inversión (-)		2,764,269								
FLUJO DE CAJA	US \$	-2,764,269	1,394,123	1,304,762	1,373,872	1,395,352	1,395,213	1,398,585	1,414,332	25139451.44

La evaluación económica permite conocer la rentabilidad del proyecto, la cual está programada para los años 2021, 2022 y 2023, correspondientes a 28 meses. Para eso, se trabaja con una reserva de 518.700 t; esto debido a que la veta Angélica tiene esa cantidad de reserva, considerada como recursos medidos e indicados. A partir del mes de julio 2021 se tiene una producción de mineral, ya que en ese mes recién se empieza a preparar las labores de subniveles. El ingreso por venta se determina con los variables de producción de mineral por la el NSR. La renta bruta y el Royalty permiten obtener la renta Neta, se considera 1% de Royalty ya que en el *capex* se considera los costos de comunidad y medio ambiente. La suma de los variables de renta neta, costo de producción, depreciación, amortización permiten obtener la renta imponible. Se considera un 10 % el impuesto a la renta y la inversión del proyecto se recupera en el mes de diciembre del 2022. El flujo de caja también es una de las variables muy importante a considerar para la evaluación económica; en la cual se muestran los ingresos que generan el proyecto, los 8 primeros meses se tiene ingresos negativos; ya que estos meses solo se desarrolla las labores de preparación y desarrollo, y a a partir del mes de diciembre se tiene un ingreso positivo. En este mes ya se tiene los tajeos de extracción de mineral, así tener una producción inicial. Finalmente, se observa que el TIR es mayor al VAN, lo que significa que el proyecto NPV INVESTMENTS es económicamente rentable.

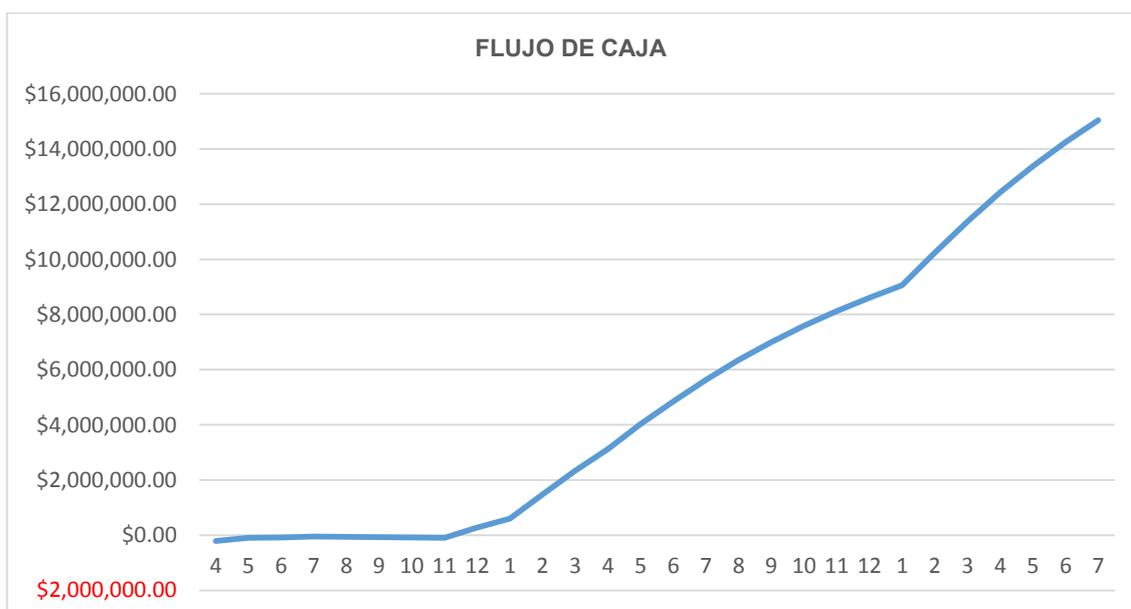


Figura 15. Flujo de caja

En el gráfico se observa que los primeros 8 meses el proyecto no genera ingresos, ya que estos meses se desarrollan labores de preparación y desarrollo y ya a partir del mes de diciembre se tiene ingresos y es por ello el gráfico crece positivamente durante el periodo de 28 meses.

2.15. Definición de términos básicos

- **Cash cost**

Son los costos de producción del proyecto de estudio, en la que se consideran únicamente los desembolsos correspondientes al flujo de caja por lo que no incorporan a las inversiones, depreciación y a las amortizaciones de los activos intangibles.

- **Capex**

Es el capital de inversión.

- **EIA**

Estudio de impacto ambiental. Busca determinar el grado de daño que causara el proyecto minero.

- **Opex**

Se considera al costo de operación.

- **Evaluación económica**

La evaluación económica de un proyecto es la valorización de este con el propósito de comparar los ingresos con los costos para determinar la viabilidad económica.

- **Ley de corte**

Se considera a la concentración mínima que tiene un mineral en un yacimiento minero con la finalidad que esta ley debe pagar los costos de extracción, tratamiento y comercialización.

- **Dilución**

Es la mezcla del mineral con roca estéril.

- **Costos**

Son valores económicos utilizados en cualquier actividad económica para la adquisición de bienes y servicios, así vez que generen ingresos.

- **Mecánica de las rocas**

Es el estudio de las propiedades, características mecánicas del macizo rocoso, en las que influyen directamente en las labores de desarrollo y preparación de un proyecto minero. (9)

- **Mina**

Es el conjunto de labores necesarias para la explotación de recursos minerales de un yacimiento ya sea subterránea o superficial. (9)

- **Minería**

Son todas las actividades desarrolladas para la extracción de los recursos minerales que tienen un valor económico. (9)

- **Mineral**

Son sustancias sólidas que tiene origen natural en la que están compuestas por una estructura interna ordenada y composición química definida. (9)

- **Método de explotación**

Son métodos o también estrategias en la que permiten realizar la excavación y extracción de los yacimientos que son factibles económicamente. (9)

- **Veta**

Son estratos de cuerpos mineralizados de forma alargada, que generalmente se presentan de forma vertical, en la que rellenan las grietas de una formación rocosa. (9)

- **Roca**

Es un material solido que está compuesto por minerales de diferente origen natural y que son formadores de la corteza terrestre. (9)

- **Subnivel**
Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales. (9)

- **Yacimiento**
Cuerpos o depósitos formados por minerales que se encuentran sobre o dentro de la corteza de la tierra. (9)

- **Rendimiento**
Son los resultados deseados que se obtiene de una unidad en la que realiza cualquier actividad económica. (9)

- **Buzamiento**
Ángulo que está formado por la diaclasa y un plano horizontal imaginario. (9)

- **Dirección**
Ángulo que forma una línea horizontal en el plano de la diaclasa con el eje norte - sur. (9)

- **Falla**
Una falla es una fractura de roca en la que se ha desplazado en relación a otra masa rocosa. (9)

- **Granulometría**
Son los diferentes tamaños que presente la roca fragmentada resultado de voladura.

- **Anfo**
Explosivo resultado de la mezcla del nitrato de amonio y combustible derivado del petróleo.

- **Perforación**
Son huecos de forma cilíndricos denominados taladros que tiene como objetivo alojar a los explosivos y accesorios iniciadores.

- **Voladura**

Es la acción de romper la roca en diferentes tamaños de fragmentación.

- **Malla de perforación**

En el diseño en que se distribuyen los taladros sistemáticamente, que el principal objetivo es tener en cuenta la relación del burden y espaciamiento y la profundidad del taladro. (10)

- **Burden**

Distancia que existe entre un taladro cargado con explosivo a la carga libre de una malla de perforación. (10)

- **Espaciamiento**

Se considera espaciamiento la distancia que existe entre taladros cargados de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación. (10)

- **Parametros**

Son los diversos factores que se obtienen de los resultados de la evaluación según que se realiza el trabajo constante. (10)

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1. Método y alcance de la investigación

3.1.1. Método de investigación

La investigación pertenece al método científico.

a) Método general

El método general es un conjunto general de principios, criterios y estrategias en la que se realiza un análisis de manera sistemática y eficiente de un proceso de investigación, para representar la situación o realidad de ella. (11)

b) Método específico

La investigación se desarrolla mediante el método experimental, en la que se realiza el recojo de informes internos del proyecto NPV INVESTMENTS, Trabajos de campo y de gabinete para finalmente tener los resultados.

3.1.2. Alcances de la investigación

a) Tipo de investigación

El presente trabajo corresponde a la investigación aplicada, este tipo de investigación tiene como prioridad realizar la aplicación de los conocimientos científicos que son resultados de la investigación básica. Asimismo, esta investigación tiene como esfuerzo principal transformar el conocimiento científico en tecnológico, con propósito fundamental es dar solución a los problemas prácticos. (12)

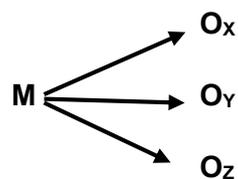
b) Nivel de investigación

El presente trabajo de investigación es correspondiente al nivel descriptivo. Tiene como objetivo describir, sistematizar, completar, caracterizar y cuantificar los fenómenos, así mismo establece la descripción las propiedades del fenómeno de estudio.

3.2. Diseño de la investigación

Corresponde al diseño correlacional, esto consiste en determinar los variables que se va relacionar y aplicar en la técnica de análisis de correlación. También se busca el nivel de relación entre dos o más variables de un objeto de investigación. (13)

Diagrama:



Donde:

M: Muestra de estudio.

O_x; O_y; O_z: Observación de las variables de las muestras.

r: Posible relación entre las variables de estudio.

3.3. Población y muestra

a) Población

La población está conformada por un conjunto de las áreas de una organización, esto estudia la organización en si porque es aquello que se va investigar o estudiar. (12)

La población que se tiene para la investigación son las tres vetas (Angélica, Rica Bandurria y la anomalía Rosita)

b) Muestra

Para el presente trabajo de investigación se determinó como muestra la veta Angélica.

3.4. Técnicas y recolección de datos

En el estudio de investigación se utiliza como herramienta el *benchmarking*. Para recolectar datos de costos operativos, también se empleó la ficha técnica de flujo de caja; para calcular la evaluación económica y financiera de la veta Angélica, se utilizó el Microsoft Excel 2016.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados del tratamiento y análisis de información

Los resultados obtenidos del estudio de investigación se mencionan y describen a continuación, mostrando la evaluación económica en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta *benchmarking* en la veta Angélica de NPV INVESTMENT, Jauja-2021.

4.1.1. Consideraciones geológicas y geomecánicas

Para la investigación del proyecto, se consideraron las propiedades geológicas asociados a la selección del método de minado de la veta Angélica de NPV INVESTMENT, lo cual está asociado a rocas sedimentarias emplazadas en paquetes calcáreos, calizas y dolomitas.

- **Variables geológicas y geomecánicas**

Las variables geológicas de la veta Angélica representa 950 metros de afloramiento, cuenta con zona de cizallamiento, fragmentos de brecha y zonas de fractura, con rumbo de N 30° - 35° W y buzamiento de 50° - 70° SE. Asimismo, presenta una forma tabular, con una potencia de 3m, inclinación intermedia de 50°, profundidad de 110 m, con una distribución de leyes diseminado y con mineralización principal de cobre.

Tabla 40. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso de la veta Angelica

	RMR	ESFUERZO UNIAxIAL
Caja techo	44(Moderado)	7
Cuerpo mineralizado	42(Moderado)	7
Caja piso	61 (Fuerte)	10

- **Análisis e interpretación de resultados**

a) Las propiedades geológicas están asociadas a las rocas sedimentarias; las cuales están emplazadas a paquetes calcarios, calizas, arenisca y dolomitas, teniendo en cuenta que estos tendrán implicancia en el diseño de las labores subterráneas.

b) El RMR del cuerpo mineralizado es de 42 y de las paredes tanto de caja piso y techo varían entre 44 a 61, las cuales se considera para la selección de método de minado y considerar sostenimiento adecuado para estas características del macizo rocoso.

c) Para estas condiciones geológicas y geomecánicas de la veta Angélica se llega a seleccionar el método de minado *sublevel stopping*.

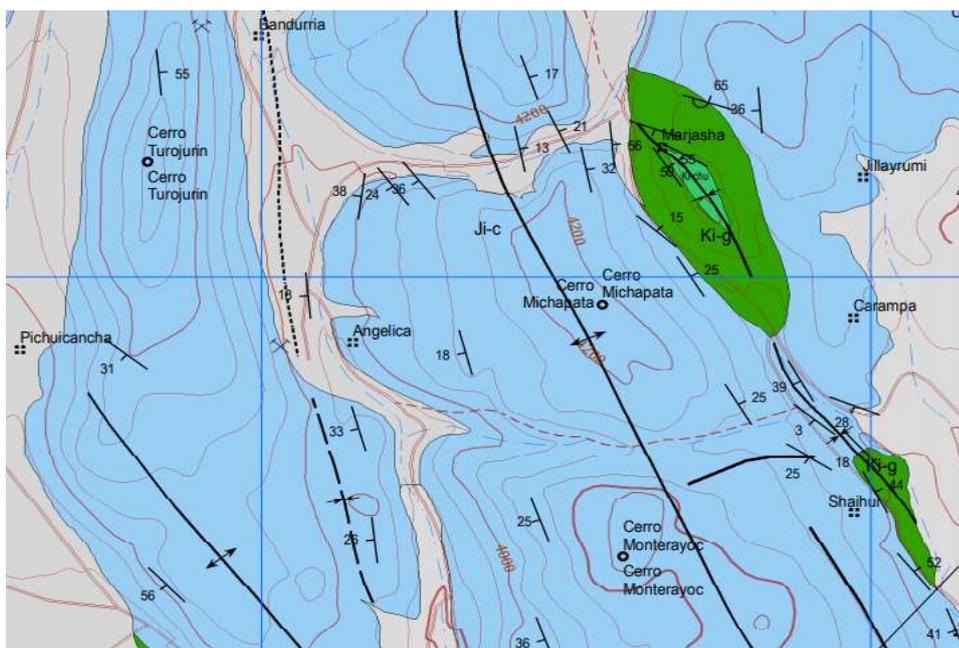


Figura 16. Modelo de geología de NPV INVESTMENT

Tomado de INGEMMET

4.1.2. Análisis de cálculo de reservas

El análisis de reserva se calcula con varios niveles de confianza, un recurso medido tiene un alto nivel de confianza, un recurso indicado tiene un nivel razonable de confianza y un recurso inferido tiene un bajo nivel de confianza.

Tabla 41. Cálculo de reservas medido e indicado de la veta Angélica

	TONELAJE	POTENCIA (m)	Cu%	Ag Oz/t
Veta Angelica (Medido+Indicado)	518,700	3.00	2.56	0.17
Total mineral Medido + Indicado	518,700	3.00	2.56	0.17

Tomado del área de Geología de NPV INVESTMENT

- **Análisis e interpretación de resultados**

a) Se muestra resultados de las reservas minables de la veta Angélica considerando leyes de cobre que fueron proporcionados según el sondaje diamantino realizado por el área de geología.

b) La reserva total de la veta Angélica se calculó con longitud de veta de 950 m, profundidad de 70 m llegando a calcular área de 66500m², potencia de 3 m llegando a calcular volumen 199500.2 m³ y considerando densidad se calculó 518700 t de mineral.

Tabla 42. Análisis de sensibilidad por alternativa de precios

Metal	Unidad	Bajo	Medio	Alto
Copper	US\$/Lb	1.10	2.20	4.18
Silver	US\$/Oz	8.00	14.00	26.22

El análisis de sensibilidad se realizó con un precio bajo, un precio medio y un precio alto para ambos minerales considerados, esto con la finalidad de reconocer el resultado en los tres escenarios y con diferentes probabilidades para estimar la valorización por el tonelaje que se tienen como reserva.

Tabla 43. Análisis de sensibilidad por tonelaje económico con diferentes probabilidades en la veta Angélica.

vetas	LEYES REFERENCIALES			TONELAJE ECONOMICO A DIFERENTES PROBABILIDADES						VALORIZACION US\$/TM		
	Cu(%)	Mo	Ag(g/t)	AI 100%	50%	25%	12.50%	6.25%	3.12%	Bajo	Medio	Alto
Angelica	2.56	0.00	0.17	518,700.00	259,350.00	64,837.50	8,104.69	506.54	15.80	62.12	124.24	236.05

Tabla 44. Análisis de sensibilidad de valorización baja con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica

ZONA	VALORIZACIÓN BAJA US\$ POR CANTIDAD DE TONELAJE					
	AI 100%	50%	25%	12.50%	6.25%	3.12%
Angélica	32,224,161.70	16,112,080.85	4,028,020.21	503,502.53	31,468.91	981.83

Tabla 45. Análisis de sensibilidad de valorización media con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica

ZONA	VALORIZACIÓN MEDIA US\$ POR CANTIDAD DE TONELAJE					
	AI 100%	50%	25%	12.50%	6.25%	3.12%
Angélica	64,442,653.35	32,221,326.68	8,055,331.67	1,006,916.46	62,932.28	1,963.49

Tabla 46. Análisis de sensibilidad de valorización alta con respecto a la cantidad de tonelaje en la veta Angélica

ZONA	VALORIZACIÓN ALTA US\$ POR CANTIDAD DE TONELAJE					
	AI 100%	50%	25%	12.50%	6.25%	3.12%
Angélica	122,439,963.06	61,219,982.03	15,304,995.51	1,913,124.44	119,570.28	3,730.59

4.1.3. Selección del método de minado conceptual

Para la selección del método de minado se realizó con la plantilla de Nicholas.

Tabla 47. Plantilla de selección de método de minado según Nicholas

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES				BORRAR		
1. FORMA:						
Equidimensional o masivo:	M	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.				
Tabular:	T	Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.		<u>1</u>		
Irregular:	I	Las dimensiones varían a distancia muy pequeñas.				
2. POTENCIA DEL MINERAL:						
Muy Estrecho	ME	(< 3 m)				
Estrecho	E	(3 – 10 m)				
Intermedio	I	(10 – 30 m)				
Potente	P	(30 -100 m)				
Muy potente	MP	(> 100 m)				
3. INCLINACIÓN:						
Echado/Tumbado	T	(< 20°)				
Intermedio	IT	(20 – 55°)		<u>1</u>		
Inclinado	IN	(> 55°)				
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES						
Uniforme:	U	La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constantemente en cualquier punto de este.				
Gradual o diseminado:	D	Las leyes tiene una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.		<u>1</u>		
Errático:	E	No existe una relación espacial entre las leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.				
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE						
Superficial	S	(0 – 100m)		<u>1</u>		
Intermedio	I	(100 – 600m)				
Profundo	P	(> 600m)				
CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS						
1.- RMR		RMR		MINERAL	TECHO	PISO
Muy Débil	MD	0 - 20				
Débil	D	20 - 40				
Moderado	M	40 - 60		<u>1</u>	<u>1</u>	
Fuerte	F	60 – 80				<u>1</u>
Muy Fuerte	MF	80 – 100				
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL						
Muy Pobre	MP	(< 5)				
Pobre	P	(5 - 10)		<u>1</u>	<u>1</u>	<u>1</u>
Moderado	M	(10 - 15)				
Fuerte	F	(> 15)				

Tabla 48. Resultados de la evaluación con Nicholas

ORDEN	Método de explotación	GEOMETRÍA Y		CARACTERÍSTICAS GEOMECAÑICAS DE LA ROCA			TOTAL
		DITRIBUCION DE LEYES	MINERAL	TECHO	PISO	SUBTOTAL	
1	Cut & Fill Stopping	17	3	9	5	17	34
2	Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
2	Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
4	Open Pit Mining	10	6	7	7	20	30
5	Sublevel Stopping	14	6	4	4	14	28
5	Longwall Mining	10	9	9	0	18	28
7	Shrinkage Stopping	13	4	3	5	12	25
8	Room and Pilar	12	3	3	0	6	18
8	Top Slicing	7	3	4	4	11	18
8	Square Set Stopping	9	4	3	2	9	18
14	Sublevel Caving	-40	6	6	5	17	-23
15	Block Caving	-40	4	6	5	15	-25

• **Análisis e interpretación de resultado**

- a) Se evaluó las propiedades geológicas, geométricas y geotécnicas de la veta Angelica según NICHOLAS.
- b) El uso del método aproximación de Nicholas arrojó como resultado en un ranking numérico teniendo como primero al método *cut and fill stopping*, como segundo al método *bench and fill stopping* (con relleno) y como tercero a *sublevel stopping* longitudinal (con relleno), teniendo en cuenta que tanto como el segundo y el tercero tienen puntuaciones iguales.
- c) Los tres métodos de minado propuestos por Nicholas serán evaluados económicamente, así elegir al método de minado adecuado para la veta Angélica.

4.1.4. Consideraciones económicas

Según la clasificación por Nicholas se obtuvo como propuesta tres métodos de minado: *cut and fill stoping*, *bench and fill* y *sublevel stoping* longitudinal. A partir de esta clasificación se considera las variables operacionales y técnicas económicas de cada método de minado y se opta por el método de minado que genere mejor margen operativo en comparación con los otros dos, discriminando los otros variables.

4.1.5. Variables técnicas económicas

Según los parámetros definidos y el uso de la herramienta *benchmarking* se procedió a calcular el *trade off* realizando una evaluación económica de los métodos de minados considerando las propiedades geológicas y geomecánicas, se realizó un análisis en base a una producción propuesta de 12000 toneladas por mes en un periodo proyectado de 6 meses y posterior a eso 15000 t al mes hasta llegar a los 28 meses proyectados, esto en función de leyes de cobre de 2.72 %. Asimismo, las con las variables técnicas económicas se definieron el margen operativo para los tres métodos de minado seleccionados, llegando a tener mayor margen operativo para el método de minado *sublevel stoping* longitudinal, con un costo total de 69 \$/t, inferior con respecto a los dos otros métodos.

Tabla 49. Evaluación económica de los métodos de minado propuesto para la veta Angélica según Nicholas

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM		Unid	Cut and fill	Bench and fill	Sublevel stoping
Producción	12000 (tpm)	tpd	400	400	400
Costo de Operación (OPEX)					
Geología		US\$/t	2.3	2.3	2.3
Mina (costo de relleno esta incluido)		US\$/t	41.03	49.84	37
Planta		US\$/t	5.00	5.00	5.00
Energía		US\$/t	3.40	3.40	3.40
Mantenimiento		US\$/t	8.90	8.90	8.90
Apoyo		US\$/t	13.00	13.00	13.00
TOTAL		US\$/t	74	82	69

Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
Recursos	t	518,700	518,700	518,700
Cu	%	2.56	2.56	2.56
Mo	%	0.00	0.00	0.00
Ag (oz/t)	Oz/t	0.17	0.17	0.17
CuEq % JCCB	%	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/t	143.9	143.9	143.9
JCCB				
Recuperación	%	89	68	88
Dilución	%	11	32	12
Reservas Minables (*)	t	512,424	465,585	511,231
Cu	%	2.31	1.94	2.29
Mb	%	0.00	0.00	0.00
Ag	Oz/t	0.15	0.13	0.15
CuEq %	%	2.45	2.06	2.43
NSR	US\$/t	79.09	66.51	78.38
Costo Total	US\$/t	74	82	69
Margen- beneficio	US\$/t	5.5	-15.9	8.9
Utilidad Bruta	US\$ MM	3	-7	4.55

Tomado del área de Planificación

• **Análisis e interpretación de resultados**

- Del estudio realizado de Nicholas se determinó los métodos de minado *cut and fill*, *bench and fill* y *sublevel stoping*.
- Los costos operativos se determinaron en función a las variables técnicas y económicas de mina, geología, planta, energía, mantenimiento y apoyo.
- El recurso para cada método de explotación es igual a 518,700 t.
- La ley equivalente de cobre para cada método es de 2.72 \$/t.
- Las reservas minables para el método de minado de *cut and fill* es \$/t 512,424, para el *bench and fill* es \$/t 465,585 y para el *sublevel stoping* longitudinal es de \$/t 511,231.

- f) El margen operativo determinado para el método de *cut and fill* es \$/t 5.5, para el *bench and fill* es \$/t -15.9 y para el *sublevel stoping* longitudinal es de U\$\$/t 8.9.
- g) El costo total para el método *cut and fill* es U\$\$/t 74, para el *bench and fill* \$/t 89 y para el método *sublevel stoping* longitudinal es de \$/t 69.
- h) Según la evaluación económica el método óptimo y económicamente rentable para la veta Angélica es el *sublevel stoping* longitudinal.

4.1.6. Perforación y voladura

a) Perforación

El equipo de perforación MUKI LHD, pequeño y eficaz, este equipo micro jumbo electrohidráulico está fabricado principalmente para perforación de taladros largos, con brazo pendular que permite ejecutar movimientos precisos y suaves para la perforación de taladros paralelos. Proporciona mayor estabilidad y evita desviación de taladros.

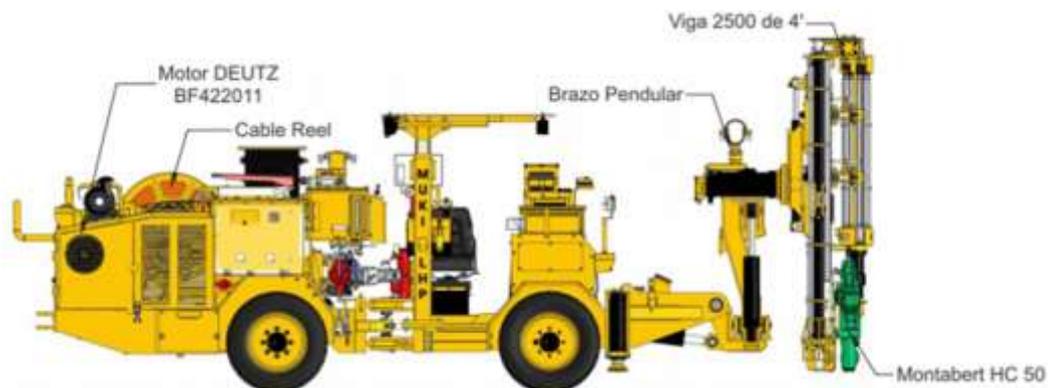


Figura 17. MUKI LHD
Tomado de Catálogo LHD

La malla de perforación se diseñó según las propiedades geológicas, propiedades geomecánicas del macizo rocoso de la veta Angélica, las propiedades del explosivo, el equipo de perforación y las dimensiones del tajo.

La operación de perforación se desarrolló de distintos niveles de galería, la perforación se realiza de manera simultánea tanto perforación ascendente paralelo y perforación descendente paralelo, con diámetro de perforación de 64mm y con barras de extensión de 1.3 metros donde lleva 9 barras de extensión para poder alcanzar la profundidad requerida.

Tabla 50. tiempo de perforación del método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica

Tiempo de perforación		
Tipo de roca		Roca media
Ancho de la tajeo	3	m
Longitud del tajeo	20	m
Numero de taladros totales	64	Taladros
Numero de taladros por guardia	11	Taladros
Longitud de perforación	12	m
Longitud efectiva de perforación	10.8	m
Tiempo de perforación	56.29	Horas
Velocidad perf. Jumbo	60	m/h
Rendimiento por Perforación	12.28	m/h

b) Voladura

Los explosivos a utilizar para la columna principal de Anfo y cebos de Semexa 75 % dos cartuchos por cada taladro para asegurar la potencia del Anfo y como accesorios de voladura se utilizó fulminante, *pentacord*, mecha rápida y aramada de mecha lenta. Para poder realizar el cargado del taladro como seguridad utiliza arnés de seguridad.

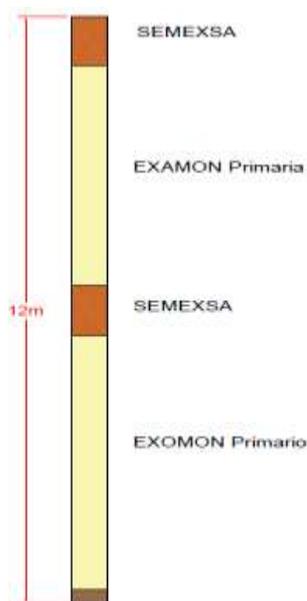


Figura 18. Carga de explosivos por cada taladro

Preparar cebos de acuerdo cuantos taladros se cargará, en este caso dos cebos esto dependiendo a las condiciones geológicas del macizo rocoso.

Tabla 51. Cálculo de diseño de malla de perforación para el método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica

PERFORACIÓN Y VOLADURA " VETA ANGELICA "			
Calculo de Burden			
$B=D*3.15\left(\frac{Pe}{Pr}\right)^{0.33}$		1.58	m
D (diametro de la carga)	2.51	pulgadas	
Pe (densidad del explosivo)	0.72	Kg/m3	
Pr (densidad de la roca)	2.6	Kg/m3	
Calculo del Espaciamiento			
S=B*1.4		2.21	m
Longitud de taco			
T=B*1		1.58	m

Para realizar una buena voladura es preciso realizar un buen diseño de malla, teniendo en cuenta las propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, el equipo de perforación a utilizar y el explosivo. Teniendo estos datos se realiza el caculo del *burden* y espaciamiento. Para este proyecto se realizó calculo con la formula empírica de Konya obteniendo como resultado de *burden* 1.58 m y espaciamiento 2.21 m.

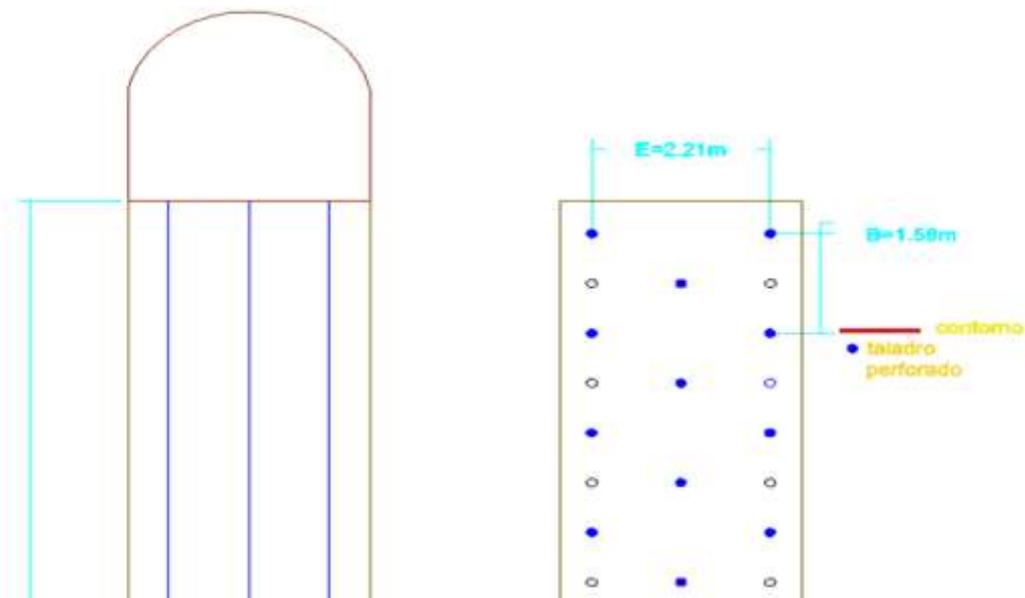


Figura 19. Diseño de malla de perforación y voladura

Tabla 52. Consumo de explosivo por taladro para el método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica

CONSUMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO		
Concentracion de la cara en fondo	4.50	Kg/m
QbH		
Altura de carga en fondo	2.05	m
$Hb=1.3*B$		
Carga en fondo	9.24	Kg
CF		
Concentracion de la carga en la columna	4.50	Kg/m
$QPH=Qbh*(0.4-0.5)$		
Altura de la carga de la columna	10.42	m
$Lc=H(\text{altura de tajeo})-T(\text{taco})$		
Altura de la carga de columna	8.37	m
$hp=Lc-Hb$		
Craga de la columna	37.70	Kg
$CCOQb=hp*QPH$		
Carga total del taladro	46.94	Kg
$CT=CF+CCOQb$		
Consumo especifico de explosivo	41.81	m ³
$VR=B*E*H$		
$CE=CT/VR$	1.12	kg/m ³
Tonelaje que remueve un taladro	108.70	Tn
Tr		
Factor de potencia	0.43	Kg/tn
$Fc=Tr/CT$		
Rendimiento de arranque por metro perforado	9.06	tn/m perforado
$R=Tr/H$		

Después de realizar el diseño de malla de perforación para la veta Angelica se realiza el cálculo de consumo de explosivo por columna explosiva obteniendo como resultado 46.94 kg de explosivo, tonelaje que remueve el taladro de 108.70tn y factor de potencia de 0,43 kg/t y rendimiento de arranque por metro perforado de 9,06tn/m perforado.

4.1.7. Análisis granulométrico

El análisis granulométrico permite determinar el tamaño de fragmentación de la roca resultado después de la perforación y voladura realizada en la veta Angélica, generando un impacto en la rentabilidad de del proyecto NPV INVESTMENTS.

Tabla 53. Análisis granulométrico según método de minado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica.

ANALISIS GRANULOMETRICO		
VARIABLES	VALOR	UNIDAD
Masa de explosivo cargada en el tiro (Qe)	45.16	Kg
Factor de carga (FC)	0.41	Kg/tn
Indice de troncalidad (A)	8.42	
Tamaño medio de una distribución (X50)	15.95	cm
Indice de uniformidad (n)	12.91	m
Ps constante para malla escalonada	1.1	
Tamaño característico (Xc)	16.41	cm
P80 Granulometria	19.69	cm

- **Análisis e interpretación de resultados**

- Los variables masa de explosivo cargada en el tiro, factor de carga, índice de troncalidad, tamaño medio de una distribución, índice de uniformidad, el constante Ps para malla escalonada y tamaño característico permiten determinar directamente el P80 (granulometría).
- Se tiene un P80 granulometría de 19.69 cm según los variables mencionadas.

4.1.8. Dimensionamiento de flota

En el dimensionamiento de flota de equipos para la veta Angélica se define el scoop de capacidad de balde de 4.5 yd³ y el camión Dumper de capacidad de 20 t, esto considerando la densidad del mineral de 2.6 t/m³.

Tabla 54. Flota de equipos

Equipos	Marca	Descripción	Cantidad
Scoop	SANDVICK LH307	Velocidad de vacío 28.5 km/h	1
		Velocidad de llenado 24.7 km/h	
		Tiempo de carga 0.11mim	
		Tiempo de descarga 0.03mim	
Camión Dumper	ATLAS COPCO Minetruck MT2010	Tiempo maniobra 0.21mim	1
		Velocidad de vacío 25.1 km/h	
		Velocidad de llenado 24.7 km/h	
		Tiempo de descarga 0.25mim	
		Tiempo maniobra 0.25mim	

- **Análisis e interpretación de resultados**

- a) Para un ritmo de producción de 400 t diarias se necesita 1 *scoop* para cargar el mineral y 1 camión Dumper para el transporte de mineral a la planta de beneficio.
- b) El factor de llenado de 70 %, factor de esponjamiento, densidad de mineral 2.6 t/m³ y capacidad de balde determina la capacidad del *scoop* de 4.82 t.
- c) La capacidad del camión y del *scoop* determina el número de pases de 4.15.
- d) El número de pases efectivo es 4, esto determina la capacidad efectiva del camión de 19.27 t con una efectividad de 96.3 %.
- e) Según el dimensionamiento de flota de los equipos el tiempo de carguío por camión es de 2.31 min.
- f) Según la capacidad efectiva del camión y el tiempo de carguío por camión la productividad instantánea es de 505.11 t/h.
- g) La productividad instantánea y la utilización determina la productividad operativa de 400.89 t/h op.
- h) Según el dimensionamiento de flota de equipos el tonelaje a remover al año es de 144,000.00 t/año.
- i) La disponibilidad de equipos es de 90 %.
- j) Según el análisis de sensibilidad con el 90% de factor de llenado se necesita 1 *scoop* y 1 camión.
- k) Análisis de sensibilidad con el 90 % de factor de llenado determina el número de pases de 3, cuya capacidad efectiva del camión es de 18.58t.

4.1.9. Consideraciones de planificación

La consideración de planificación se realiza a base del método de minado seleccionado *sublevel stoping* longitudinal. El proyecto se evaluó con un periodo de 28 meses de producción de 12,000.00 toneladas mensuales y 400 toneladas por día en los primeros 6 meses, esto desde el mes en que se tiene listo los tajeos. Al culminar estos meses se empieza con 500 t diarias hasta culminar con los 28 meses, con leyes de cobre equivalente de 2.72 % para los veinte y seis meses. Se realizó la evaluación tanto de los ingresos y costos operacionales las cuales están asociados al método de minado seleccionado con la finalidad de calcular el margen operativo.

Costos proyectados

Tabla 55. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021

Costo total unitario	US \$ / Tn	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
Produccion	Tn	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
Mina	US\$/ Tn	88,720	92,206	89,216	123,578	113,192	110,348	112,961	110,527	407,312
Planta	US\$/ Tn	4,914	4,914	5,059	10,198	15,305	15,673	15,869	15,673	103,305
Comercial	US\$/ Tn	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152	47,152
Medio Ambiente	US\$/ Tn	23,000	22,000	22,000	22,000	4,000	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	67,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132

Tomado del área de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Tabla 56. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022

Costo total unitario	US \$ / Tn	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
Produccion	Tn	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Mina	US\$/ Tn	387,744	358,127	386,282	381,032	481,976	459,900	462,597	462,597	454,589	484,704	458,998	461,842
Planta	US\$/ Tn	103,305	96,317	103,305	103,109	127,305	127,109	127,305	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305
Comercial	US\$/ Tn	54,769	75,505	77,419	77,420	77,420	77,422	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591
Medio Ambiente	US\$/ Tn	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	563,181	547,312	584,369	578,924	704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102

Tomado del área de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Tabla 57. Costos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angelica - año 2023

Costo total unitario	US \$ / Tn	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23
Produccion	Tn	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Mina	US\$/ Tn	461,216	426,634	483,716	460,046	460,004	456,453	438,761
Planta	US\$/ Tn	127,305	118,717	127,305	127,109	127,305	127,109	127,305
Comercial	US\$/ Tn	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591	4,591
Medio Ambiente	US\$/ Tn	0	0	0	0	0	0	0
Administracion	US\$/ Tn	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220	10,220
Comunidad	US\$/ Tn	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143	7,143
Costo total	US\$	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020

Tomado del área de Planeamiento de NPV INVESTMENT

Ingresos proyectados

Tabla 58. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2021

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
Produccion	Tn	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	0.00	0.00	0.00	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786

Tabla 59. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2022

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
Produccion	Tn	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482							

Tabla 60. Ingresos proyectados según método de minado seleccionado sublevel stoping longitudinal en la veta Angélica - año 2023.

Ingreso total unitario	US \$ / Tn	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23
Produccion	Tn	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482

Margen operativo

Tabla 61. Margen operativo del plan de producción programado del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica - año 2021

	US \$ / Tn	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21
Produccion	Tn	0.00	0.00	0.00	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	0.00	0.00	0.00	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786
Costo total	US\$	207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132
MARGEN OPERATIVO	US\$	-207,497.50	-136,483.90	-133,638.08	-91,544.86	-18,876.91	-16,225.60	-25,913.61	-31,695.30	1,151,653.57

Tabla 62. Margen operativo del plan de producción programado del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica - año 2021

	US \$ / Tn	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22
Produccion	Tn	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786	2,158,482							
Costo total	US\$	563,181	547,312	584,369	578,924	704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102
MARGEN OPERATIVO	US\$	1,163,604.37	1,064,354.22	1,142,416.55	1,147,861.77	1,454,417.46	1,476,688.53	1,546,625.29	1,546,625.29	1,554,829.27	1,524,518.93	1,550,420.61	1,547,380.38

Tabla 63. Margen operativo del plan de producción programado del método de minado seleccionado sublevel stoping en la veta Angélica – año 2021.

	US \$ / Tn	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23	Total
Produccion	Tn	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	288,124.53
Cu eq (*)	%	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/ Tn	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90	143.90
Ingreso total	US\$	2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	14,965,475
Costo total	US\$	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020	4,222,665
MARGEN OPERATIVO	US\$	1,548,006.76	1,447,278.15	1,525,506.66	1,549,372.32	1,549,218.67	1,552,965.46	1,570,462.15	27,952,330.66

- **Análisis e interpretación de resultados**

- Los ingresos han sido considerados con valores de NSR de 78.38 US \$/t durante un periodo de 28 meses, generando ingresos totales de \$ 41,460,774
- Los costos unitarios totales considerados durante el periodo de 28 meses es de 13,164,462 \$/t en promedio.
- El margen operativo bruto es de \$ 28, 296,312.07 en el periodo evaluado.

4.1.10. Consideraciones financieras

Teniendo como base las consideraciones de planificación, se realizó la evaluación económica con la finalidad de medir la rentabilidad económica del método de minado *sublevel stoping* longitudinal para la veta Angélica, considerando un *capex* \$ 2,756,269 de y una tasa de descuento de 10 %, generando un valor presente neto (NPV) y una tasa interna de retorno positivo.

Flujo de caja

Tabla 64. Determinación de VAN Y TIR del plan de producción programado del método de minado seleccionado *sublevel stoping* longitudinal en la veta Angélica

Mes	0	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22
Produccion (Ton)		0	0	0	642.33	1070.55	1070.55	1070.55	1070.55	12000	12000	11200	12000	12000
Inversion US \$	2,764,269													
Ingresos US \$		0	0	0	92,431	154,051	154,051	154,051	154,051	1,726,786	1,726,786	1,611,667	1,726,786	1,726,786
Costos US \$		207,498	136,484	133,638	183,975	172,928	170,276	179,964	185,746	575,132	563,181	547,312	584,369	578,924
Flujo de caja	-2,764,269	-207,497.502	-136,483.9	-133,638.079	-92,469.163	-204,174.419	-177,666.106	-77,454.1189	-332,358.098	1,042,738.96	1,053,494.68	965,205.611	1,034,425.64	1,054,867.41

Mes	0	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23	jul-23
Produccion (Ton)		15000	15000	15000	15000	15000	15000	15000	15000	15000	14000	15000	15000	15000	15000	15000
Inversion US \$	2,764,269															
Ingresos US \$		2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,014,583	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482	2,158,482
Costos US \$		704,065	681,793	611,857	611,857	603,653	633,963	608,061	611,102	610,475	567,305	632,975	609,110	609,263	605,517	588,020
Flujo de caja	-2,764,269	1,311,341.19	1,331,385.15	1,394,328.24	1,394,328.24	1,401,711.82	1,374,432.51	1,397,744.03	1,399,007.81	1,395,711.56	1,306,210.89	1,375,321.46	1,396,800.56	1,396,662.28	1,400,034.39	1,415,781.41

VAN	1,564,767.30
TIR	13%
PAYBACK	11(meses)
Tasa de descuento	10%

- **Análisis e interpretación de resultados**

- a) El *capex* o inversión que se realiza se llegará recuperar en periodo de 11 meses.
- b) El valor presente neto (NPV) para el método de minado seleccionado *sublevel stoping* longitudinal es de \$ 1,564,767.30 y una tasa interna de retorno de 13 %, con este resultado se considera que el proyecto es económicamente viable.
- c) A partir de los resultados obtenidos se generará programas para la optimización y reducción de costos así maximizar las utilidades del proyecto.

CONCLUSIONES

1. La evaluación económica influye directamente en la selección del método de minado conceptual mediante la herramienta *benchmarking*, para veta Angélica se realizó la evaluación económica para los tres métodos propuestos por Nicholas y teniendo en cuenta los resultados de la evaluación se seleccionó el método de minado *sublevel stoping* longitudinal porque maximiza el retorno económico sobre la inversión.
2. Mediante el uso de la herramienta de *benchmarking* interno se determinó que el macizo rocoso de la veta Angélica presenta una calidad rocosa moderada y un esfuerzo uniaxial pobre, los cuales son aplicados en la metodología de Nicholas para la selección del método de minado, esto demuestra que las propiedades geomecánicas del macizo rocoso influyen directamente en la selección del método de minado conceptual *sublevel stoping* longitudinal.
3. El uso de la herramienta de *benchmarking* interno permitió determinar la geometría del yacimiento y distribución de leyes de la veta Angélica, lo cual el yacimiento presenta una forma tabular, la potencia del mineral es estrecho equivalente a 3m – 10 m, una inclinación de intermedia de 20° a 55°, la distribución de leyes es gradual o diseminado y la profundidad desde la superficie es intermedia de 100m a 600m, lo cual fueron aplicadas directamente en la metodología de Nicholas para seleccionar el método de minado, esto demuestra que las propiedades geológicas influyen directamente en la selección del método de minado *sublevel stoping* longitudinal.
4. Según las propiedades geomecánicas y geológicas aplicadas a la metodología de Nicholas y el *trade off*, se concluye que los métodos con mayor puntaje son *cut and fill*, *bench and fill* y *sublevel stoping*, estos demuestran que influyen directamente en la selección del método de minado conceptual en la veta Angélica.

5. Como parámetros operacionales se consideró costo de mina \$ 9675287, costo de planta \$ 2496955, costo comercial 683546, costo medio ambiente \$ 93000, costo administrativo \$ 299660 y comunidad \$ 260004. Demuestra que los parámetros operacionales influyen directamente en la evaluación económica conceptual mediante la herramienta *benchmarking* en la veta Angélica

RECOMENDACIONES

1. Al realizar una evaluación económica se debe revisar minuciosamente las variables económicas, ya que estos permiten un análisis económico de la rentabilidad económica de los proyectos mineros.
2. Se debe usar la herramienta de *benchmarking* a detalle para realizar un estudio detallado de las propiedades geomecánicas y propiedades geológicas del macizo rocoso para elegir un método de minado conceptual adecuado para cualquier proyecto minero.
3. Se recomienda utilizar la metodología de Nicholas para la selección de los métodos de minado conceptual posibles a aplicar en cualquier proyecto minero.
4. Se recomienda utilizar el *trade off* para realizar un análisis económico mediante el uso de la herramienta de *benchmarking* de los posibles métodos a seleccionar para elegir el método de minado conceptual óptimo, factible, económicamente viable.
5. Es importante realizar un estudio cauteloso de los parámetros económicos del *capex* y *opex*, ya que estas variables permiten conocer los gastos e inversión generados en el proyecto, así mismo estos influyen directamente en la evaluación económica planificada.
6. Es importante realizar el dimensionamiento de flota de equipos, ya que este estudio permite delimitar la cantidad de equipos a utilizar según la producción del mineral diaria, mensual y anual.
7. Realizar el análisis granulométrico de la roca permite conocer el tamaño de fragmentación de la roca resultado de la perforación y voladura, esta variable influye en la rentabilidad de la mina.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. CONDOR, Joel. Influencia del estudio tecnico economico en la seleccion del metodo de minado de un porfido de cobre. Tesis (Titulo de Ingeniero de minas). Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Peru, 2016,152 pp.
2. LOPEZ Alejandro. Viabilidad económica financiera de minado veta chaparral del yacimiento aurifero San Francisco,Golden River Resources S.A.C.- Arequipa. Tesis (Titulo de Ingeniero de minas). Puno : Universidad Nacional del Altiplano, 2017, 85 pp.
3. CAYETANO, Roxana y GONZALES, Nataly. Aplicación del benchmarking para optimizar la logística en la unidad de Uchucchacua de la compañía de Minas Buenaventura S. A. A – 2017. Tesis (Título de Licenciado en Administración). Cerro de Pasco : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2019,106 pp.
4. DÍAZ, Maximiliano. Benchmarking de sistemas de manejo de materiales implementados en la mina El Teniente y análisis del riesgo para la selección del manejo de materiales de un nuevo sector productivo. Santiago, Chile : Universidad de Chile-Facultad de ciencias Físicas y Matemáticas, 2017.
5. MURUAGA, Sebastián. Selección de métodos de explotación para vetas angostas. Tesis (Título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago : Universidad de Chile, 2016, 27 pp.
6. RIVERA, Alonso. Evaluación económica del proyecto minero San Antonio Óxidos. Tesis (Título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago : Universidad de Chile, 2011,154pp.
7. JORQUERA, Miguel. Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla. Tesis (Título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago : Universidad de Chile, 2015, 127pp.

8. DE LA CRUZ, Placido y MALLCCO, Fredy. Aplicacion de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de opercion en la zona Esperanza - CIA minera Casapalca S.A. Tesis(Titulo profesion de Ingeniero de Minas). Huancavelica : Universidad Nacional de Huancavelica, 2014, 33 pp.
9. CHIPANA, Rudy. Diseño de perforacion y voladura para reduccion de costos en el frente de la galeria del Progreso de la contarta minera Cavilquis - Corporacion minera ANANEA S.A. Tesis (Titulo de Ingeniero de Minas). Puno : Universidad Nacional del Altiplano, 2015, 72 pp.
10. CRITTO SAHW, Adolfo. *El método científico en las ciencias sociales*. Barcelona:Paidos : s.n., 1982. ISBN:9501236668.
11. CASTRO LEÓN, Eusebio. *Teoría y práctica de la investigación científica*. Huancayo : Perugraph SRL, 2016. ISBN:es propiedad del autor.
12. ESPINOZA MONTES, Ciro. *Metodología de investigación tecnológica*. s.l. : Imagen Gráfica SAC, 2010. ISBN:978-612-00-0222-3.
13. MUNDUCA MUÑOZ, Oscar. Canales sectoriales. *Interempresas*. [En línea] Minería y perforación, 19 de Setiembre de 2019. [Citado el: 20 de Junio de 2021.] <https://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/254240-Prediccion-de-fragmentacion-ajustada-y-Burden-en-funcion-de-una-granulometria-requerida.html>.

ANEXOS

Anexo 1

Operacionalización de variables

Operacionalización de variables			
Variables	Definición de variables	Dimensiones	Subdimensiones
Método de minado	Conjunto de actividades que se desarrolla mediante características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso con la finalidad de mejorar la productividad.	Propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso	Ley, potencia, minerología, etc. RMR, GSI, densidad, etc.
Evaluación económica mediante la herramienta de benchmarking	Es un método sistemático de comparación de las mejores prácticas mineras considerando básicamente la evaluación de parámetros operacionales y económicas; esto con la finalidad de demostrar la viabilidad económica o no de un proyecto minero	Parámetros económicos y operacionales	Capex Opex Cashcost Plan de minado

Anexo 2

Reporte de recursos (sondaje diamantico de la veta Angélica)

DATE BEGUN.....1.XI.68...		PROYECT...ANGELICA...		CERRO DE PASCO CORPORATION		BLOCK.....		PAGE.....1.....										
DATE FINISHED..4...XI..68...		HOLE N°.....1.....		DIAMONO DRILL RECORD		CLAIM.....		SCALE.....										
DIRECTION		LEVEL.....		ELEV. OF COLLAR.....		LOGGED BY		DATE.....14 - XI -68.....										
INCLINATION.....vertical....		COORD. OF COLLAR.....		LAT		LONG.....		MACHINE ..BBSS,AN°1										
		ORE O= Oxide. E= Supergene Enrichment (suiphide). H= Hypogene.		ROCKS		<input type="checkbox"/> Silicification <input type="checkbox"/> chioritization <input type="checkbox"/> serieitization <input type="checkbox"/> kaolinization		Diss. Cp Diss. Mo. Diss py. _ Stringers veiniets Fracturing		H= Hard M= Medium S = Soft								
DATE	DEPTH (F.T.)	RUN ()	BIT SIZE	CASING SIZE	CORE			SAMPLE NUMBER	ASSAY		GRAPHIC LOG	GEOLOGICAL RECORD					NOTES	
					PERCENTAGE RECOVERED	WEIGHT RCVRD (KGS)	VOLUME IN C.C.		SPECIFIC WEIGHT ()	% Cu		% Mo	ORE	MINERALIZATION	ROCKS	ALTERAT		HARDNESS
NOVEMBER / 1968					100			119201	1.56				Few diss of malachite chissocolle some azurite.	soil ss		s.	Weatering	Yellowish grey calcareas sandstone with cley soft.
					100			119202	2.68									
		5			98			119203	2.22									
					99			119204	1.55									
		10			100			119205	2.13									
					96			119206	2.05									
					99			119207	1.67									
		15			98			119208	0.69									
					97			119209	0.92									
					98			119210	0.72									
NSV. 2 / 1968					99			119211	0.25			s.s	Very strong oxidation brown to yellow very few malachite.			very s.	As above but with inclusions of fres limestone. Some oxidized.	
					100			119212	0.06									
					100			119213										
		20			98			119214	0.05									
NSV. 3-1968					100			119212	0.06				No minerals distinguish.				As above and soil roots of plants.	
					100			119213										
		25			98			119214	0.05									
					100			119213					Few oxid.				Some calcareas sad very soft.	
					98			119214	0.05									
					100			119213					Few oxid.				Some as above.	
					98			119214	0.05									

DATE BEGUN.....5.II.68....		PROYECT...ANGELICA...		CERRO DE PASCO CORPORATION		BLOCK.....		PAGE.....1.....																																							
DATE FINISHED..6...II..68..		HOLE N°.....2.....				CLAIM.....		SCALE.....																																							
DIRECTION		LEVEL.....		DIAMONO DRILL RECORD		ELEV. OF COLLAR.....																																									
INCLINATION.....vertical....		COORD. OF COLLAR.....				LOGGED BYL.S.O.....																																									
TOTAL DEPTH....40'.....		LAT				DATE.....14 - XI -68.....																																									
MACHINE ..BBSS,AN°1		LONG.....																																													
				ORE O= Oxide. E= Supergene Enrichment (suiphide). H= Hypogene.		ROCKS		Diss. Cp Diss. Mo. Diss py. Stringers veiniets Fracturing		H= Hard M= Medium S = Soft																																					
DATE	DEPTH (F.T.)	RUN ()	BIT SIZE	CASING SIZE	CORE			SAMPLE NUMBER	ASSAY		GRAPHIG LOG	GEOLOGICAL RECORD					NOTES																														
					PERCENTAGE RECOVERED	WEIGHT RCVRD (KGS)	VOLUME IN C.C.		TOTAL Cu	% Mo		ORE	MINERALIZATION	ROCKS	ALTERAT	HARDNESS		OTHER																													
November 5 1968	5	BX	NX		100	119220	1.8											Soil with cley. Fragments of sandstone and calcareous rock.																													
					99	119221	2.27																																								
					99	119222	2.39																																								
					98	119223	4.22																																								
	10																																														
	NSV. 6 1968				15	BX	NX													97	119224	0.9											Some hard sandstone little calcareous														
																				99	119225	0.69																									
																				97	119226	1.26																									
100		119227	0.96																																												
20			BX	NX				119228	2.51													As above but with some clay oxidized																									
		97						119229	2.02																																						
		98						119230	1.8																																						
		99						119231	1.73																																						
25		BX				NX																											As above														
30								BX	NX																																						Sand and clay some calcareous some fragmentes of ss. And ls.

DATE BEGUN.....1.XI.68....	PROYECT...ANGELICA....	BLOCK.....	PAGE.....1.....
DATE FINISHED..4...XI..68...	HOLE N°.....1.....	CLAIM.....	SCALE.....
DIRECTION	LEVEL.....	ELEV. OF COLLAR.....	
INCLINATION.....vertical....	COORD. OF COLLAR.....	LOGGED BYL.S.O.....	
TOTAL DEPTH....48'.....	LAT	DATE.....14 - XI - 68.....	
MACHINE ..BBSS,AN°1	LONG.....		

CERRO DE PASCO CORPORATION

DIAMONO DRILL RECORD

		ORE		ROCKS				DISS CP		H= Hard							
		O= Oxide. E= Supergene Enrichment (suiphide). H= Hypogene.				<input type="checkbox"/> Silicificatio <input type="checkbox"/> chioritization <input type="checkbox"/> serieitization <input type="checkbox"/> kaolinization		Diss. Mo.		M= Medium							
								_ Stringers veinietis		S = Soft							
								Fracturing									
DATE	DEPTH	(RUN)	BIT SIZE	CASING SIZE	CORE			ASSAYS		GRAMMIC LOG	GEOLOGICAL DRILL RECORD					NOTES	
					PORCENTADE RECOVERED	WEIGHT RCVRD (KGS)	VOLUME IN C.C.	SAMPLE NUMBER	TOTAL Cu		%Mo	ORE	MINERALIZATION	ROCKS	ALTERAT		HARDNESS
November 8 - 1968	5		BX	NX	99			119236	0.38			LS SS	NO	S	Weathered	Same sail, clay, sand, calcareous. Yellowish to brown in color	
					98			119237	1.35								
					99			119238	0.25								Same as above
	100						119239	1.13									
	97						119240	0.95		Few chrissocolla - malachite Azurite speacks							Same as above
	98						119241	0.58									
November 8	15	96			119242	0.29										Clay with same is inclusion and SS	
		97			119243	1.55						M					
		96			119244	1.23		Ssome as above	Sam3 as above								
	99			119245	0.68												
	100			119246	1.53												
	25	93				119247	2.15										
98					119248	1.07		No minerals distinguish	Sand		Very s			White to bromn sandstone very soft			

Anexo 3

Potencial de exploración del proyecto NPV INVESTMENT

POTENCIAL DE EXPLORACION - VETA ANGELICA Y BANDURRIA												
ZONA MINERALIZADA	TIPO DE MINERALIZACION	MUESTREO REFERENCIAL			DIMENSIONES DE ZONAS MINERALIZADAS					P.E	TM AI 100%	
		Codigo	Cu (%)	Mo(%)	Ag(oz/Tn)	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	AREA (m2)	POTENCIA (m)			VOLUMEN (m3)
ANGELICA	VETA	119201	1.56	0.0	0.01							
		119202	2.68	0.0	0.10							
		119203	2.22	0.0	0.30							
		119204	1.55	0.0	0.70							
		119205	2.13	0.0	0.80							
		119206	2.05	0.0	0.90							
		119207	1.67	0.0	0.20							
		119208	0.69	0.0	0.03							
		119209	0.92	0.0	0.09							
		119210	0.72	0.0	0.01							
		119211	0.25	0.0	0.08							
		119212	0.06	0.0	0.00							
		119213	0.00	0.0	0.02							
		119214	0.05	0.0	0.04							
		119215	0.06	0.0	0.01							
		119216	0.08	0.0	0.00							
		119217	0.04	0.0	0.10							
		119218	0.06	0.0	0.11							
		119219	0.03	0.0	0.00							
		119220	1.80	0.0	0.07							
		119221	2.27	0.0	0.20							
		119222	2.39	0.0	0.22							
		119223	4.22	0.0	0.33							
		119224	0.90	0.0	0.16							
		119225	0.69	0.0	0.21							
		119226	1.26	0.0	0.24							
		119227	0.96	0.0	0.00							
		119228	2.51	0.0	0.03							
		119229	2.02	0.0	0.06							
		119230	1.80	0.0	0.01							
		119231	1.73	0.0	0.04							
		119232	1.89	0.0	0.01							
		119233	1.59	0.0	0.03							
119234	1.74	0.0	0.06									
119235	3.19	0.0	0.02									
119236	0.38	0.0	0.02									
119237	1.35	0.0	0.02									
119238	0.25	0.0	0.02									
119239	1.13	0.0	0.02									
119240	0.95	0.0	0.02									
119241	0.58	0.0	0.02									
119242	0.29	0.0	0.02									
119243	1.55	0.0	0.02									
119244	1.23	0.0	0.02									
119245	0.68	0.0	0.02									
119246	1.53	0.0	0.02									
119247	2.15	0.0	0.02									
119248	1.07	0.0	0.02									
119249	1.11	0.0	0.02									
119250	0.39	0.0	0.02									
119251	0.42	0.0	0.02									
119252	0.03	0.0	0.02									
119253	0.03	0.0	0.02									
119254	0.04	0.0	0.02									
119255	0.06	0.0	0.02									
PROMEDIO ARITMETICO			1.15	0.00	0.10	950.0	70.0	66500.0	3.0	199500.0	2.6	518700.0
BANDURRIA	VETA	0.00	2.89	0.00	0.28	650.00	70.00	45500	3.00	136500	2.6	354900
		0.00	1.46	0.00	0.18							
		PROMEDIO ARITMETICO			2.18							

Anexo 4

Modelo de Nicholas aplicado en la veta Angélica

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES			BORRAR
1. FORMA:			
Equidimensional o masivo:	M	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.	<input type="text"/>
Tabular:	T	Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.	<input type="text" value="1"/>
Irregular:	I	Las dimensiones varían a distancia muy pequeñas.	<input type="text"/>
2. POTENCIA DEL MINERAL:			
Muy Estrecho	ME	(< 3 m)	<input type="text"/>
Estrecho	E	(3 – 10 m)	<input type="text" value="1"/>
Intermedio	I	(10 – 30 m)	<input type="text"/>
Potente	P	(30 -100 m)	<input type="text"/>
Muy potente	MP	(> 100 m)	<input type="text"/>
3. INCLINACIÓN:			
Echado/Tumbado	T	(< 20°)	<input type="text"/>
Intermedio	IT	(20 – 55°)	<input type="text" value="1"/>
Inclinado	IN	(> 55°)	<input type="text"/>
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES			
Uniforme:	U	La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constantemente en cualquier punto de este.	<input type="text"/>
Gradual o diseminado:	D	Las leyes tiene una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.	<input type="text" value="1"/>
Errático:	E	No existe una relación espacial entre las leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.	<input type="text"/>
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE			
Superficial	S	(0 – 100m)	<input type="text"/>
Intermedio	I	(100 – 600m)	<input type="text" value="1"/>
Profundo	P	(> 600m)	<input type="text"/>

TABLA 3

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS				ZONA MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO
1.- RMR						
		RMR				
Muy Débil	MD	0 - 20	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	
Débil	D	20 - 40	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	
Moderado	M	40 - 60	<input type="text" value="1"/>	<input type="text" value="1"/>	<input type="text"/>	
Fuerte	F	60 - 80	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text" value="1"/>	
Muy Fuerte	MF	80 - 100	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL						
Muy Pobre	MP	(< 5)	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	
Pobre	P	(5 - 10)	<input type="text" value="1"/>	<input type="text" value="1"/>	<input type="text" value="1"/>	
Moderado	M	(10 - 15)	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	
Fuerte	F	(> 15)	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	

GEOMETRIA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES

Cielo abierto
Hundimiento de bloques
Cámaras por subniveles
Hundimiento por subniveles
Tajo largo
Cámaras y pilares
Cámaras almacén
Corte y relleno
Fajas descendentes
Entibación con marcos
Cámaras por subniveles
Cámaras por subniveles

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral (m)					Inclinación/Buzamiento			Distribución de leyes			Profundidad (m)		
	Mas.	Tabu.	Irreg.	<3	3-10	10-30	30-100	>100	<20°	20°-50°	>55°	Unif.	Grad.	Errat.	0- 100	100- 600	>600
	M	T	I	ME	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E	S	I	P
Open Pit Mining	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
Block Caving	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
Sublevel Stopping	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2
Sublevel Caving	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2
Longwall Mining	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
Room and Pilar	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
Shrinkage Stopping	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
Cut & Fill Stopping	1	4	4	3	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4
Top Slicing	1	2	0	1	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1
Square Set Stopping	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2
Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	3	4	1	3	4	2	0	0	2	1	4	4	4	3	3	4	2
Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	3	4	1	3	4	2	0	0	2	1	4	4	4	3	3	4	2
	0	1	0	0	1	0	0	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0
	Ok			Ok					Ok			Ok			Ok		

					Suma Preliminar
2	2	3	3	0	10
2	-49	2	2	3	-40
4	1	1	4	4	14
4	-49	1	2	2	-40
4	3	0	1	2	10
4	3	0	2	3	12
4	4	0	2	3	13
4	4	3	3	3	17
2	1	2	1	1	7
1	3	3	1	1	9
4	4	1	4	4	17
4	4	1	4	4	17
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0

Forma del yacimiento	M = Masivo T = Tabular I = Irregular
Potencia del mineral (m)	ME = Muy Estrecho E = Estrecho I = Intermedio P = Potente MP = Muy potente
Inclinación/Buzamiento	E/T = Echado/Tumbado IT = Intermedio IN = Inclinado
Distribución de leyes	U = Uniforme D = Diseminado E = Errático
Profundidad	S = Superficie I = Intermedio P = Profundo

TABLA 7
RESUMEN DE PUNTUACIÓN ASIGNADA SEGÚN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

ORDEN	Método de explotación	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA				TOTAL
			MINERAL	TECHO	PISO	SUB TOTAL	
4	Open Pit Mining	10	6	7	7	20	30
15	Block Caving	-40	4	6	5	15	-25
5	Sublevel Stoping	14	6	4	4	14	28
14	Sublevel Caving	-40	6	6	5	17	-23
5	Longwall Mining	10	9	9	0	18	28
8	Room and Pilar	12	3	3	0	6	18
7	Shrinkage Stoping	13	4	3	5	12	25
1	Cut & Fill Stoping	17	3	9	5	17	34
8	Top Slicing	7	3	4	4	11	18
8	Square Set Stoping	9	4	3	2	9	18
2	Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
2	Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
		0	0	0	0	0	0
		0	0	0	0	0	0
		0	0	0	0	0	0

TABLA 8
RANKING DE PUNTUACIÓN

ORDEN	Método de explotación	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA				TOTAL
			MINERAL	TECHO	PISO	SUB TOTAL	
1	Cut & Fill Stoping	17	3	9	5	17	34
2	Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
2	Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	17	6	4	4	14	31
4	Open Pit Mining	10	6	7	7	20	30
5	Sublevel Stoping	14	6	4	4	14	28
5	Longwall Mining	10	9	9	0	18	28
7	Shrinkage Stoping	13	4	3	5	12	25
8	Room and Pilar	12	3	3	0	6	18
8	Top Slicing	7	3	4	4	11	18
8	Square Set Stoping	9	4	3	2	9	18
14	Sublevel Caving	-40	6	6	5	17	-23
15	Block Caving	-40	4	6	5	15	-25
		0	0	0	0	0	0
		0	0	0	0	0	0
		0	0	0	0	0	0

MÉTODOS DE MINADO RECOMENDADOS

METODO DE MINADO	PUNTUACIÓN
Cut & Fill Stoping	34
Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	31
Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	31

Anexo 5

Trade off de los métodos propuestos en la veta Angélica

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM		Unid	Cut and fill	Bench and fill	Sublevel stoping
Producción	12000 (tpm)	tpd	400	400	400

Costo de Operación (OPEX)

Geología	US\$/t	2.3	2.3	2.3
Mina (costo de relleno esta incluido)	US\$/t	41.03	49.84	37
Planta	US\$/t	5.00	5.00	5.00
Energía	US\$/t	3.40	3.40	3.40
Mantenimiento	US\$/t	8.90	8.90	8.90
Apoyo	US\$/t	13.00	13.00	13.00
TOTAL	US\$/t	74	82	69

Tipos de Mineral Clase de Recursos

Recursos

		Medido, Indicado	Medido, Indicado	Medido, Indicado
Recursos	t	518,700	518,700	518,700
Cu	%	2.56	2.56	2.56
Mo	%	0.00	0.00	0.00
Ag (oz/t)	Oz/t	0.17	0.17	0.17
CuEq % JCCB	%	2.72	2.72	2.72
NSR	US\$/t	143.9	143.9	143.9
JCCB				
Recuperación	%	89	68	88
Dilución	%	11	32	12

Reservas Minables (*)

	t	512,424	465,585	511,231
Cu	%	2.31	1.94	2.29
Mb	%	0.00	0.00	0.00
Ag	Oz/t	0.15	0.13	0.15
CuEq %	%	2.45	2.06	2.43
NSR	US\$/t	79.09	66.51	78.38
Costo Total	US\$/t	74	82	69
Margen- beneficio	US\$/t	5.5	-15.9	8.9
Utilidad Bruta	US\$ MM	3	-7	4.55

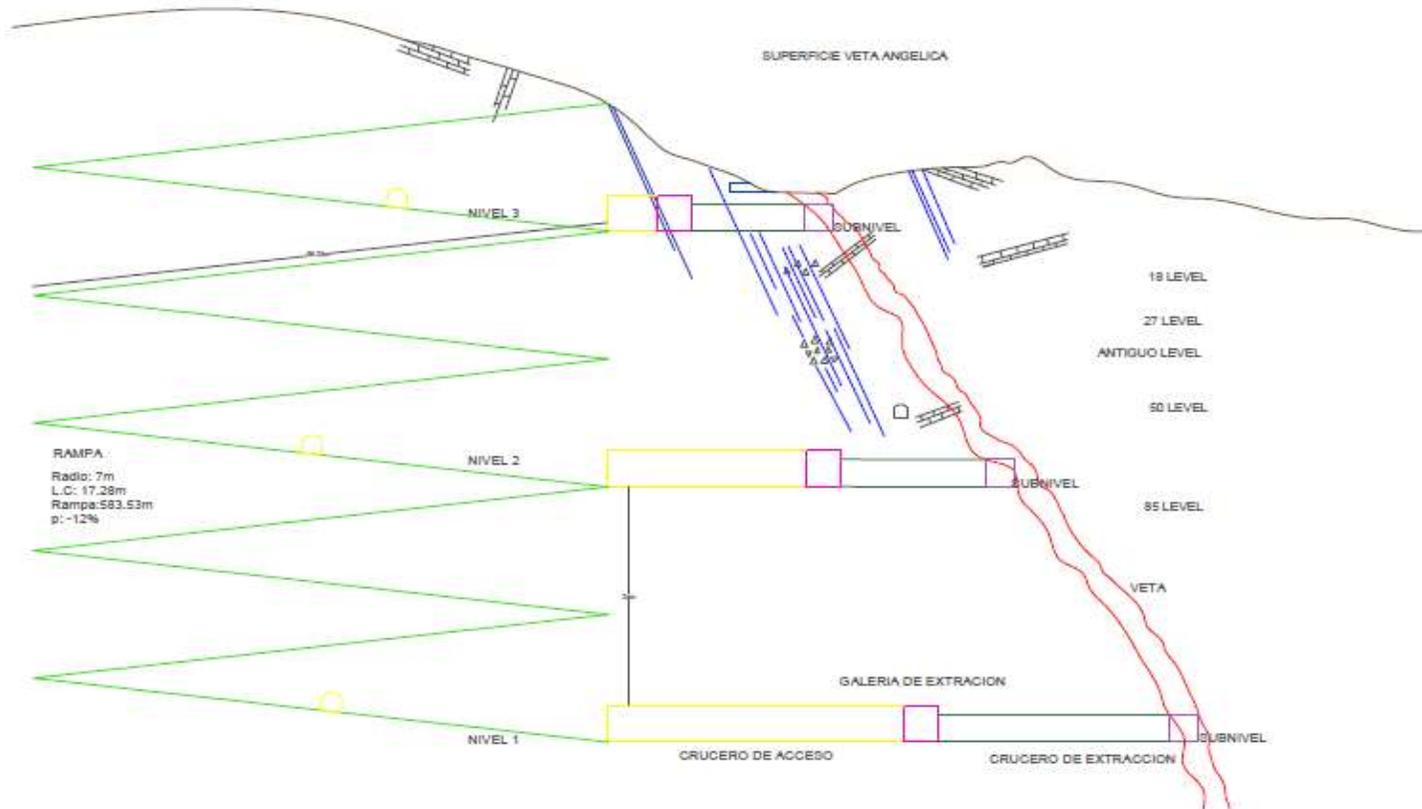
* Reservas preliminares, solo para la determinación del método de minado

VIDA ÓPTIMA DE EXPLOTACIÓN (VOE) - TAYLOR

	C&F	B&F	SLS
	5.5	5.4	5.4
MAX.	4.4	4.3	4.4
MIN.	6.6	6.4	6.4

Anexo 6

Diseño conceptual en perfil del método de minado sublevel stopping longitudinal en la veta Angélica



Anexo 7

Costos unitarios de labores de desarrollo y preparación

SUB NIVEL DE 3.0 X 3.0								
Seccion de la Labor	3.00	x	3.00	<u>Tipo de Roca</u>	<u>III B</u>	<u>RMR = 43 A 52</u>		
Longitud de Perforacion	12.00	pies		<u>Equipos de Perforacion</u>				
<u>Perforacion de Produccion</u>	40	tal/disparo		Jumbo	2	Frentes/gdia		
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr		
Taladros perforados - Produccion	36	tal/disparo		<u>Equipos de Limpieza</u>				
Taladros cargados	36	tal/disparo		Scooptram	2	Frentes/gdia		
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr		
Avance por disparo	3.05	m.		Dias trabajados	30			
Eficiencia por disparo	83%			Horas por dia	10.28			
Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendimiento	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total Sin Explosivo
			(Personas)	US\$/m	US\$/Unidad		US\$	US\$/m
1.00 PERFORACION							1,097.41	349.54
1.01 Mano de Obra							92.21	
Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39			38.16	
Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12			23.85	
Operador Telehandler	Gdia	1.29	0.25	43.92			14.11	
Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	50.11			16.10	
1.02 Aceros de Perforacion							403.84	
Barras de perforacion 14"	p.p		500.54	0.11			53.45	
Brocas de 51 mm R323	p.p		500.54	0.07			35.82	
Shank Adapter R38 476 mm	p.p		500.54	0.04			19.48	
Coopling sleeve T38/R38	p.p		500.54	0.02			11.74	
Rimadora Domo 102 mm (4")	p.p		48.00	0.44			21.22	
Adapter piloto cono 12"R32 D=40 mm	p.p		48.00	0.31			15.11	
Copas de Afiliado	Jgo		500.54	0.23			114.35	
Aguzadora de copas	p.p		192.00	0.21			40.75	
Cancamos para aire/agua & Energia	Pza		1.00	5.42			5.42	
Cancamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.42			5.42	
Tuberia de Aire de 2"	m.		3.00	7.13			21.39	
Tuberia de Agua de 2"	m.		3.00	7.21			21.62	
Copla vitalica-uniones - T	Gbl	2.00	0.04	5.50			0.22	
Aislante electrico	m.		1.00	0.56			0.56	
Tuberia de PVC - arrastres	Pza		10.00	3.12			31.20	
ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR 1	Pza	0.01	3.00	2.60			0.05	
ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR 1	Pza	0.01	3.00	2.56			0.04	
NIFLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSC	Pza	0.01	3.00	4.30			0.17	
REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	3.00	1.60			0.01	
VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza	0.02	3.00	24.70			1.11	
Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11			3.11	
Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60			1.60	
1.03 Equipos							597.00	
Jumbo	hr.		2.77	145.87			404.64	
Combustible	Gal		4.16	2.47			10.28	
Telehandler	hr		2.09	27.84			58.19	
Combustible	Gal		5.23	2.47			12.91	
Scaler	hr		2.15	47.92			103.02	
Combustible	Gal		3.23	2.47			7.97	
1.04 Herramientas y EPP							4.35	
Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82			1.82	
Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04			2.02	
Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50			0.50	
2.00 VOLADURA							305.18	17.84
2.01 Mano de Obra							50.08	
Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92			28.22	
Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02			21.86	
2.02 Explosivos y accesorios de voladura							250.75	
Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		94.00	0.48			45.31	
Emulex 90 1 1/4 x 12	pza		309.00	0.53			164.39	
Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.55			1.10	
Exanel periodo largo (N° 1 al 400)_4.2 m	Pza		36.00	0.95			34.20	
Cordón Detonante Pentacord 5P	m		30.00	0.19			5.70	
Mecha rapida	m		0.20	0.25			0.05	
2.03 Equipos							0.00	
Batea pembersy	hr.		0.00	0.000			0.00	
2.04 Herramientas y EPP							4.35	
Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82			1.82	
Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04			2.02	
Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50			0.50	
3.00 EXTRACCION							414.18	122.50
3.01 Mano de Obra							72.34	
Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30			72.34	
3.02 Insumos							12.07	
Mangas de Ventilacion 30"	m.		3.00	4.02			12.07	
3.03 Equipos							326.59	
Scooptram	hr.		2.52	91.99			232.01	
Combustible	Gal		16.39	2.47			40.49	
Ventilador de 40,000 CFM	hr.		9.00	6.01			54.09	
3.04 Herramientas y EPP							3.18	
Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82			0.91	
Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04			2.02	
Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50			0.25	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)							1,816.77	489.89
Utilidad Costo Directo					10%			48.99
Gastos Generales					24.5%			119.75
COSTO TOTAL (US\$/m)								764.32

CAMARA DE REFUGIO 2.00 X 2.00

Seccion de la Labor	2.00	x	2.00	Tipo de Roca	III B	RMR = 43 A 52
Longitud de Perforacion	8.00	pies/tal		Equipos de Perforacion		
				Jumbo	2	Frentes/gdia
Perforacion de Produccion	25	tal/disparo		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo				
Taladros perforados - Produccion	25	tal/disparo		Equipos de Limpieza		
Taladros cargados	22	tal/disparo		Scooptram 4.5 Yd3	2	Frentes/gdia
Taladros Rimados		tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Avance por disparo	2.00	m		Dias trabajados	30	
Eficiencia por disparo	82%			Horas por dia	10.28	

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/m
1.00	PERFORACION						458.46	225.03
1.01	Mano de Obra						78.10	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39		38.16	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12		23.85	
	Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	50.11		16.10	
1.02	Aceros y accesorios de Perforacion						98.44	
	Barras de perforacion 14'	p.p		176.00	0.11		18.79	
	Brocas de 51 mm R323	p.p		176.00	0.07		12.60	
	Shank Adapter R38 476 mm	p.p		176.00	0.04		6.85	
	Cooling sleev T38/R38	p.p		176.00	0.02		4.13	
	Copas de Afilado	Jgo		176.00	0.23		40.21	
	Aguzadora de copas	p.p		70.40	0.21		14.94	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTER	Pza	0.01	2.00	2.60		0.03	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERI	Pza	0.01	2.00	2.56		0.03	
	NIPLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y	Pza	0.01	2.00	4.30		0.11	
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	2.00	1.60		0.01	
	VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza	0.02	2.00	24.70		0.74	
1.03	Equipos						277.57	
	Jumbo	hr.		1.64	145.87		239.23	
	Combustible	Gal		2.46	2.47		6.08	
	Scaler	hr		0.63	47.92		29.95	
	Combustible	Gal		0.94	2.47		2.32	
1.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
2.00	VOLADURA						119.26	27.25
2.01	Mano de Obra						50.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92		28.22	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02		21.86	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						64.76	
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		132.00	0.48		63.62	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		6.00	0.19		1.14	
2.03	Equipos						0.07	
	Batea pembersy	hr.		2.00	0.035		0.07	
2.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
3.00	EXTRACCION						219.53	100.40
3.01	Mano de Obra						36.17	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30		36.17	
3.02	Equipos						180.18	
	Scooptram	hr.		1.17	91.99		107.35	
	Combustible	Gal		7.58	2.47		18.73	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		9.00	6.01		54.09	
3.03	Herramientas y EPP						3.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82		0.91	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50		0.25	
	TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)						797.25	352.68
	Utilidad Costo Directo				10%			35.27
	Gastos Generales				24.5%			88.06
	COSTO TOTAL (US\$/m)							521.95

BY PASS - CRUCERO DE 3.50 X 3.50 - EMULSION

Seccion de la Labor	3.50	x	3.50	Tipo de Roca	III B	RMR = 43 A 52
Longitud de Perforacion	12.00	pies/tal		Equipos de Perforacion		
Perforacion de Produccion	38	tal/disparo		Jumbo	2	Frentes/gdia
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
Taladros perforados - Produccion	34	tal/disparo		Equipos de Limpieza		
Taladros cargados	34	tal/disparo		Scooptram 4.5Yd3	2	Frentes/gdia
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Avance por disparo	3.05	m.		Dias trabajados	30	
Eficiencia por disparo	83%			Horas por dia	10.28	

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/m
1.00 PERFORACION							1,058.37	337.41
1.01 Mano de Obra							92.21	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39		38.16	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12		23.85	
	Operador Telehandler	Gdia	1.29	0.25	43.92		14.11	
	Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	50.11		16.10	
1.02 Aceros y accesorios de Perforacion							391.13	
	Barras de perforacion 14'	p.p		477.79	0.11		51.02	
	Brocas de 51 mm R323	p.p		477.79	0.07		34.20	
	Shank Adapter R38 476 mm	p.p		477.79	0.04		18.60	
	Coopling sleeve T38/R38	p.p		477.79	0.02		11.20	
	Rimadora Domo 102 mm (4")	p.p		48.00	0.44		21.22	
	Adapter piloto cono 12"R32 D=40 mm	p.p		48.00	0.31		15.11	
	Copas de Afilado	Jgo		477.79	0.23		109.15	
	Aguzadora de copas	p.p		182.40	0.21		38.71	
	Cancamos para aire/agua	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Cancamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Tuberia de Aire de 2"	m.		3.00	7.13		21.39	
	Tuberia de Agua de 2"	m.		3.00	7.21		21.62	
	Copla vitaulica-uniones - T	Gbl	2.00	0.04	5.50		0.22	
	Aislante electrico	m.		1.00	0.56		0.56	
	Tuberia de PVC - arrastres	Pza		10.00	3.12		31.20	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR 1'	Pza	0.01	3.00	2.60		0.05	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR 1'	Pza	0.01	3.00	2.56		0.04	
	NIFLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSC	Pza	0.01	3.00	4.30		0.17	
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	3.00	1.60		0.01	
	VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza	0.02	3.00	24.70		1.11	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11		3.11	
	Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60		1.60	
1.03 Equipos							570.68	
	Jumbo	hr.		2.69	145.87		392.83	
	Combustible	Gal		4.04	2.47		9.98	
	Telehandler	hr		1.90	27.84		52.90	
	Combustible	Gal		4.75	2.47		11.73	
	Scaler	hr		2.00	47.92		95.84	
	Combustible	Gal		3.00	2.47		7.41	
1.04 Herramientas y EPP							4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
2.00 VOLADURA							296.36	17.84
2.01 Mano de Obra							50.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92		28.22	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02		21.86	
2.02 Explosivos y accesorios de voladura							241.93	
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		94.00	0.48		45.31	
	Emulex 80 1 1/4 x 12	pza		296.00	0.53		157.47	
	Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.55		1.10	
	Exanel periodo largo (N° 1 al 400)_4.2 m	Pza		35.00	0.95		33.25	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		25.00	0.19		4.75	
	Mecha rapida	m		0.20	0.25		0.05	
2.03 Equipos							0.00	
	Batea pembersy	hr.		0.00	0.000		0.00	
2.04 Herramientas y EPP							4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
3.00 EXTRACCION							355.32	104.31
3.01 Mano de Obra							36.17	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30		36.17	
3.02 Insumos							12.07	
	Mangas de Ventilacion 30"	m.		3.00	4.02		12.07	
3.03 Equipos							303.90	
	Scooptram	hr.		2.31	91.99		212.69	
	Combustible	Gal		15.03	2.47		37.12	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		9.00	6.01		54.09	
3.04 Herramientas y EPP							3.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82		0.91	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50		0.25	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)							1,710.06	459.57
	Utilidad Costo Directo				10%			45.96
	Gastos Generales				24.5%			111.98
COSTO TOTAL (US\$/m)								718.54

CRUCERO - BYPASS DE 4.0 X 4.0 - EMULSION

Seccion de la Labor	4.00	x	4.00	Tipo de Roca	III B	RMR = 43 A 52
Longitud de Perforacion	12.00	pies		Equipos de Perforacion		
				Jumbo	2	Frentes/gdia
Perforacion de Produccion	43	tal/disparo		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo				
Taladros perforados - Produccion	39	tal/disparo		Equipos de Limpieza		
Taladros cargados	39	tal/disparo		Scooptram	2	Frentes/gdia
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Avance por disparo	3.05	m.		Dias trabajados	30	
Eficiencia por disparo	83%			Horas por dia	10.28	

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendimiento	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Cost Tot
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$	Sin Explosivo
							US\$/m	US\$/m
1.00	PERFORACION						1,188.29	378.71
1.01	Mano de Obra						92.21	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39		38.16	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12		23.85	
	Operador Telehandler	Gdia	1.29	0.25	43.92		14.11	
	Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	50.11		16.10	
1.02	Aceros de Perforacion						457.28	
	Barras de perforacion 14'	p.p		534.67	0.11		57.09	
	Brocas de 51 mm	p.p		534.67	0.07		38.27	
	Shank Adapter	p.p		534.67	0.04		20.81	
	Coopling	p.p		534.67	0.02		12.54	
	Rimadora de 89 mm	p.p		48.00	0.44		21.22	
	Adapter piloto	p.p		48.00	0.31		15.11	
	Copas de Afilado	p.p		534.67	0.23		122.15	
	Aguzadora de copas	p.p		206.40	0.21		43.80	
	Cancamos para aire/agua	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Cancamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Tuberia de Aire de 2"	m.		3.00	7.13		21.39	
	Tuberia de Agua de 2"	m.		3.00	7.21		21.62	
	Copla vitalica-uniones - T	Gbl		2.00	5.50		11.00	
	Aislante electrico	m.		1.00	0.56		0.56	
	Tuberia de PVC - arrastres	Pza		10.00	3.12		31.20	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR	Pza	0.01	3.00	2.60		0.05	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR	Pza	0.01	3.00	2.56		0.04	
	NIFLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSC	Pza	0.01	3.00	4.30		0.17	
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	3.00	1.60		0.01	
	VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza		1.00	24.70		24.70	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11		3.11	
	Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60		1.60	
1.03	Equipos						634.45	
	Jumbo	hr.		2.96	145.87		431.48	
	Combustible	Gal		4.44	2.47		10.96	
	Scaler	hr		2.25	47.92		107.82	
	Combustible	Gal		3.38	2.47		8.34	
	Telehandler	Hr		2.23	27.84		62.09	
	Combustible	Gal		5.58	2.47		13.77	
1.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
2.00	VOLADURA						327.06	17.84
2.01	Mano de Obra						50.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92		28.22	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02		21.86	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						272.63	
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		94.00	0.48		45.31	
	Emulex 80 1 1/4 x 12	pza		343.00	0.53		182.48	
	Guías Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.55		1.10	
	Exanel periodo largo (N° 1 al 400)_4.2 m	Pza		40.00	0.95		38.00	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		30.00	0.19		5.70	
	Mecha rapida	m		0.20	0.25		0.05	
2.03	Equipos						0.00	
	Batea pamberty	hr.		0.00	0.000		0.00	
2.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
3.00	EXTRACCION						491.81	144.58
3.01	Mano de Obra						72.34	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30		72.34	
3.02	Insumos						14.53	
	Mangas de Ventilacion 36"	m.		3.00	4.84		14.53	
3.03	Equipos						401.75	
	Scooptram	hr.		3.16	91.99		290.89	
	Combustible	Gal		20.55	2.47		50.77	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		10.00	6.01		60.10	
3.04	Herramientas y EPP						3.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82		0.91	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50		0.25	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)							2,007.16	541.13
Utilidad Costo Directo					10%			54.11
Gastos Generales					24.5%			132.12
COSTO TOTAL (US\$/m)							844.22	

GALERIA DE 3.5 X 3.5 - EMULSION

Seccion de la Labor	3.50	x	3.50	Tipo de Roca	III B	RMR=43 A 52
Longitud de Perforacion	12.00	pies		Equipos de Perforacion		
				Jumbo	2	Frentes/gdia
				Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
Perforacion de Produccion	43	tal/disparo		Equipos de Limpieza		
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo		Scooptram	2	Frentes/gdia
Taladros perforados - Produccion	39	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Taladros cargados	39	tal/disparo				
Taladros Rimados	4	tal/disparo				
Avance por disparo	3.05	m.		Dias trabajados	30	
Eficiencia por disparo	83%			Horas por dia	10.28	

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendimiento	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Cost Tot
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$	Sin Explosivo US\$/m
1.00	PERFORACION						1,164.70	370.98
1.01	Mano de Obra						92.21	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39		38.16	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12		23.85	
	Operador Telehandler	Gdia	1.29	0.25	43.92		14.11	
	Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	50.11		16.10	
1.02	Aceros de Perforacion						433.69	
	Barras de perforacion 14'	p.p		534.67	0.11		57.09	
	Brocas de 51 mm	p.p		534.67	0.07		38.27	
	Shank Adapter	p.p		534.67	0.04		20.81	
	Coopling	p.p		534.67	0.02		12.54	
	Rimadora de 89 mm	p.p		48.00	0.44		21.22	
	Adapter piloto	p.p		48.00	0.31		15.11	
	Copas de Afilado	p.p		534.67	0.23		122.15	
	Aguzadora de copas	p.p		206.40	0.21		43.80	
	Cancamos para aire/agua & Energia	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Cancamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Tuberia de Aire de 2"	m.		3.00	7.13		21.39	
	Tuberia de Agua de 2"	m.		3.00	7.21		21.62	
	Copla vitaulica-uniones - T	Gbl		2.00	5.50		11.00	
	Aislante electrico	m.		1.00	0.56		0.56	
	Tuberla de PVC - arrastres	Pza		10.00	3.12		31.20	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR	Pza	0.01	3.00	2.60		0.05	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR 1'	Pza	0.01	3.00	2.56		0.04	
	NIPLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSC	Pza	0.01	3.00	4.30		0.17	
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	3.00	1.60		0.01	
	VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza	0.02	3.00	24.70		1.11	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11		3.11	
	Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60		1.60	
1.03	Equipos						634.45	
	Jumbo	hr.		2.96	145.87		431.48	
	Combustible	Gal		4.44	2.47		10.96	
	Scaler	hr		2.25	47.92		107.82	
	Combustible	Gal		3.38	2.47		8.34	
	Telehandler	Hr		2.23	27.84		62.09	
	Combustible	Gal		5.58	2.47		13.77	
1.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
2.00	VOLADURA						327.06	17.84
2.01	Mano de Obra						50.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92		28.22	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02		21.86	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						272.63	
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		94.00	0.48		45.31	
	Emulex 80 1 1/4 x 12	pza		343.00	0.53		182.48	
	Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.55		1.10	
	Exanel periodo largo (N° 1 al 400)_4.2 m	Pza		40.00	0.95		38.00	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		30.00	0.19		5.70	
	Mecha rapida	m		0.20	0.25		0.05	
2.03	Equipos						0.00	
	Batea pemptery	hr.		0.00	0.000		0.00	
2.04	Herramientas y EPP						4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
3.00	EXTRACCION						491.81	144.58
3.01	Mano de Obra						72.34	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30		72.34	
3.02	Insumos						14.53	
	Mangas de Ventilacion 36"	m.		3.00	4.84		14.53	
3.03	Equipos						401.75	
	Scooptram	hr.		3.16	91.99		290.89	
	Combustible	Gal		20.55	2.47		50.77	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		10.00	6.01		60.10	
3.04	Herramientas y EPP						3.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82		0.91	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50		0.25	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)							1,983.57	533.40
Utilidad Costo Directo					10%			53.34
Gastos Generales					24.5%			130.42
COSTO TOTAL (US\$/m)								834.02

RAMPA POSITIVA DE 3.5 X 3.5 - EMULSION

Seccion de la Labor	3.50	x	3.50	Tipo de Roca	III B	RMR = 43 A 52
Longitud de Perforacion	12.00	pies		Equipos de Perforacion		
Perforacion de Produccion	43	tal/disparo		Jumbo	2	Frentes/gdia
Taladros perforados - Precorte		tal/disparo		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
Taladros perforados - Produccion	39	tal/disparo		Equipos de Limpieza		
Taladros cargados	39	tal/disparo		Scooptram	2	Frentes/gdia
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Avance por disparo	3.05	m.		Dias trabajados	30	
Eficiencia por disparo	83%			Horas por dia	10.28	

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendimiento	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Cost Tot
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$	Sin Explosivo US\$/m
1.00 PERFORACION							1,195.90	381.20
1.01 Mano de Obra							92.21	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	59.39		38.16	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	37.12		23.85	
	Operador de Scaler	Gdia	1.29	0.25	43.92		14.11	
	Operador telehandler	Gdia	1.29	0.25	50.11		16.10	
1.02 Aceros de Perforacion							464.89	
	Barras de perforacion 14'	p.p		534.67	0.11		57.09	
	Brocas de 51 mm	p.p		534.67	0.07		38.27	
	Shank Adapter	p.p		534.67	0.04		20.81	
	Coopling	p.p		534.67	0.02		12.54	
	Rimadora de 89 mm	p.p		48.00	0.44		21.22	
	Adapter piloto	p.p		48.00	0.31		15.11	
	Copas de Afilado	p.p		534.67	0.23		122.15	
	Aguzadora de copas	p.p		206.40	0.21		43.80	
	Cancamos para aire/agua	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Cancamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.42		5.42	
	Cancamos para bombeo	Pza			5.26		0.00	
	Tuberia de Aire de 2"	m.		3.00	7.13		21.39	
	Tuberia de Agua de 2"	m.		3.00	7.21		21.62	
	Tuberia de Bombeo de 4"	m.			8.90		0.00	
	Copla vitaulica-uniones - T	Gbl		2.00	5.50		11.00	
	Aislante electrico	m.		1.00	0.56		0.56	
	Tuberia de PVC - arrastres	Pza		20.00	3.12		62.40	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR 1"	Pza	0.01	3.00	2.60		0.05	
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR 1"	Pza	0.01	3.00	2.56		0.04	
	NIPLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSCA)	Pza	0.01	3.00	4.30		0.17	
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza	0.00	3.00	1.60		0.01	
	VALVULA ESFERICA DE 2"	Pza	0.02	3.00	24.70		1.11	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11		3.11	
	Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60		1.60	
1.03 Equipos							634.45	
	Jumbo	hr.		2.96	145.87		431.48	
	Combustible	Gal		4.44	2.47		10.96	
	Scaler	hr		2.25	47.92		107.82	
	Combustible	Gal		3.38	2.47		8.34	
	Telehandler	Hr		2.23	27.84		62.09	
	Combustible	Gal		5.58	2.47		13.77	
1.04 Herramientas y EPP							4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
2.00 VOLADURA							326.23	17.84
2.01 Mano de Obra							50.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	43.92		28.22	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	34.02		21.86	
2.02 Explosivos y accesorios de voladura							271.80	
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		94.00	0.48		45.31	
	Emulex 80 1 1/4 x 12	pza		345.00	0.53		183.54	
	Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.55		1.10	
	Exanel periodo largo (Nº 1 al 400)_4.2 m	Pza		38.00	0.95		36.10	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		30.00	0.19		5.70	
	Mecha rapida	m		0.20	0.25		0.05	
2.03 Equipos							0.00	
	Batea pembedy	hr.		0.00	0.000		0.00	
2.04 Herramientas y EPP							4.35	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.50	1.82		1.82	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	0.50	0.50		0.50	
3.00 EXTRACCION							491.81	144.58
3.01 Mano de Obra							72.34	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	56.30		72.34	
3.02 Insumos							14.53	
	Mangas de Ventilacion 36"	m.		3.00	4.84		14.53	
3.03 Equipos							401.75	
	Scooptram	hr.		3.16	91.99		290.89	
	Combustible	Gal		20.55	2.47		50.77	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		10.00	6.01		60.10	
3.04 Herramientas y EPP							3.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.82		0.91	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.04		2.02	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.50		0.25	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)							2,013.94	543.63
Utilidad Costo Directo					10%			54.36
Gastos Generales					24.5%			132.66
COSTO TOTAL (US\$/m)								847.24

CHIMENEA LONG HOLE 2.1 X 2.1

<u>Perforacion de Chimena</u>	24.00	taladros	<u>Volumen de Chimenea</u>	370.44	ton
Taladros cargados	19	taladros	Longitud	2.10	m
Profundidad por taladro	16	m/tal	Ancho	2.10	m
Taladros Rimados	5	taladros	Alto	16.00	m
			Densidad	3.50	ton/m3
			Factor de carga	2.33	kg/m
<u>Equipos de Perforacion</u>			<u>Equipos de Limpieza</u>		
Rendimiento de Simba	11	tal/gdia	Rendimiento Scooptram 6 Yd3	70	ton/hr
Horas Trabajadas SIMBA	7	hr/gdia	Horas Trabajadas SCOOP	7	hr/gdia
Consumo de Petroleo	1.50	Gal/hr	Consumo de Petroleo	5.5	Gal/hr
Dias trabajados	30	dias	Horas por dia	10.28	Horas

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/ton
1.00	PERFORACION						5,378.73	332.61
1.01	Mano de Obra						327.64	
	Operador de Simba	Gdia	1.29	2.56	62.48		205.54	
	Ayudante Operador de Simba	Gdia	1.29	2.56	37.12		122.10	
1.02	Aceros de Perforacion						2,424.88	
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p		1,259.52	0.78		978.72	
	Broca Retractil FP T38 x 64MM	p.p		1,259.52	0.34		425.34	
	Domo SR 35 x 102 MM	p.p		262.40	0.34		88.61	
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MM	p.p		1,259.52	0.07		89.57	
	Broca B T38 x 5"	p.p		209.92	0.84		176.10	
	Copas de Afilado	Jgo		1,259.52	0.23		287.75	
	Aguzadora de copas	Pza		1,259.52	0.21		267.29	
	Tubo de PVC	Pza		9.00	3.12		28.08	
	Bolsa de Polipropileno	Kg.		0.96	0.59		0.56	
	Cancamos de anclaje	Pza		2.00	2.00		4.00	
	conos de plastico naranja para SLS	Pza		19.00	3.99		75.74	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11		3.11	
1.03	Equipos						2,603.94	
	Simba	hr.		15.36	165.82		2,547.03	
	Combustible	Gal		23.04	2.47		56.91	
1.04	Herramientas y EPP						22.26	
	Implementos de seguridad	Gdia		2.00	1.82		9.34	
	Herramientas	Gdia		1.00	2.56		10.35	
	Lamparas Mineras	Gdia		2.00	2.56		2.57	
2.00	VOLADURA						637.83	16.56
2.01	Mano de Obra						184.17	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia		1.29	43.92		72.24	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia		2.57	34.02		111.93	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						372.88	
	Emulx 80 1 1/4 x 12	Pza.		57.00	0.53		30.32	
	Examon "P" (bls. x 25kg.)	Kg.		505.01	0.61		308.06	
	Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza.		4.00	0.55		2.20	
	Exanel periodo largo 15 m (N° 1 al N° 400)	Pza.		24.00	0.95		22.80	
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m.		50.00	0.19		9.50	
2.03	Equipos						66.67	
	Jetanol	hr.		24.00	2.78		66.67	
2.04	Herramientas y EPP						14.11	
	Implementos de seguridad	Gdia		3.00	1.82		7.01	
	Herramientas	Gdia		1.00	4.04		5.17	
	Lamparas Mineras	Gdia		3.00	1.28		1.93	
3.00	EXTRACCION						635.75	35.24
3.01	Mano de Obra						54.69	
	Operador de Scooptram	Gdia		1.29	56.30		54.69	
3.02	Insumos						20.11	
	Mangas de Ventilacion 36"	m.		5.00	4.02		20.11	
3.03	Equipos						556.13	
	Scooptram 6yd	hr.		4.92	91.99		452.43	
	Combustible	Gal		29.11	2.47		71.89	
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		5.29	6.01		31.80	
3.04	Herramientas y EPP						4.82	
	Implementos de seguridad	Gdia		1.00	0.76		1.38	
	Herramientas	Gdia		1.00	0.76		3.06	
	Lamparas Mineras	Gdia		1.00	0.76		0.38	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/tn)							6,652.30	384.41
Utilidad Costo Directo					10%			38.44
Gastos Generales					24.5%			93.76
COSTO TOTAL (US\$/m)								547.97

Anexo 9

Plan de producción programado según el método de minado seleccionado sublevel stoping Longitudinal en la Veta Angélica

Año	2021									2022												2023						TOTAL		
NPV INVESTMENTS	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	sep-21	oct-21	nov-21	dic-21	ene-22	feb-22	mar-22	abr-22	may-22	jun-22	jul-22	ago-22	sep-22	oct-22	nov-22	dic-22	ene-23	feb-23	mar-23	abr-23	may-23	jun-23		jul-23	
Veta Angelica	0	0	0	642.33	1,070.55	1,070.55	1,070.55	1,070.55	12,000.00	12,000.00	11,200.00	12,000.00	12,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	14,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	15,000.00	288124.53
%Cu	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56	2.56
Ag(oz/t)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17

Anexo 10

Balance

WMT:		98.400	PRICES				LAWS	Leyes Finales según Dirimencias		
H2O:	10.000%	9.840	Cu LOW 4LME		9060.988	\$/FMT	Cu % :	24.000	AS % :	0.567
DMT:		88.560	AG LONDON SPOT		2621.000	C\$/OZ	AG Oz/Tc:	77.000	SB % :	0.243
MURMA:	0.500%	0.443	AU LONDON FINAL		0.000	\$/OZ	AU Oz/Tc:	0.000	BI % :	0.717
DMNT		88.117							ZN % :	0.000
PAYABLES PER DMT										
Cu:	24.000	x 95% (MD 3 Unid.)		=	21.000	% x		9060.988	\$/FMT	1,902.808
AG:	84.878	-1.500	Oz/Dmt x	93.000%	=	77.542	Oz/Dmt x	2437.530	C\$/OZ	1,890.110
AU:	0.000	-0.048	Oz/Dmt x	85.000%	=	0.000	Oz/Dmt x	0.000	\$/OZ	0.00
TOTAL PAYABLES US\$										3,792.918
DEDUCTIONS										
TREATMENT CHARGE:										330.000
SCALE THE PRICE										
PB: \$/DMT	9060.988	-1600.000	\$/Dmt x	7460.988	\$/Dmt x	0.150	\$/DMT /	1.000	cts \$/lb=	1119.148
REFINING CHARGE										
AG:	77.542	Oz/Dmt x	4.8	\$/Oz	26.21	30	-3.79	0.1	=	342.813
AU:	0.000	Oz/Dmt x	8.00	\$/Oz					=	0.000
PENALTY:										
AS :	0.567	% -	0.700	=	0.000	% x	4.00	\$/DMT / 0.10%	=	0.000
AS :	0.567	% -	0.300	=	0.267	% x	2.50	\$/DMT / 0.10%	=	6.675
SB :	0.243	% -	0.700	=	0.000	% x	4.00	\$/DMT / 0.10%	=	0.000
SB :	0.243	% -	0.300	=	0.000	% x	2.50	\$/DMT / 0.10%	=	0.000
BI :	0.717	% -	0.200	=	0.517	% x	1.50	\$/DMT / 0.01%	=	77.550
ZN :	0.000	% -	7.000	=	0.000	% x	2.00	\$/DMT / 1.00%	=	0.000
TOTAL DEDUCTIONS US\$										-1876.186
VALUE US\$/DMT										1,916.732

PRECIOS										
Cobre	9,060.99									
Plata	26.21									
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		VALOR	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu	NSR (\$/t)	\$
Mes 0										
Cabeza	518,700.00	100.00	0.17	2.56	97,199.71	13,278.72	100.00	100.00	143.90	74,640,307
Conc. Cu	38,941.44	7.51	77.00	24.00	3,305,236.62	9,345.95	100.00	70.4	1,916.73	74,640,307
Relave	479,758.56	92.49	0.00	0.82	-	3,934.02	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		3,305,236.62	13,279.97	100.00	100.00		
Año 2021										
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 7(Julio)										
Cabeza	642.33	100.00	0.17	2.56	120.37	16.44	100.00	100.00		
Conc. Cu	48.22	7.51	77.00	24.00	4,093.03	11.57	100.00	70.4	13.32	
Relave	594.11	92.49	0.00	0.82	-	4.87	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		4,093.03	16.45	100.00	100.00		
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 8(Agosto)										
Cabeza	1,070.55	100.00	0.17	2.56	200.61	27.41	100.00	100.00		
Conc. Cu	80.37	7.51	77.00	24.00	6,821.71	19.29	100.00	70.4	13.32	
Relave	990.18	92.49	0.00	0.82	-	8.12	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		6,821.71	27.41	100.00	100.00		
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 9										
Cabeza	1,070.55	100.00	0.17	2.56	200.61	27.41	100.00	100.00		
Conc. Cu	80.37	7.51	77.00	24.00	6,821.71	19.29	100.00	70.4	13.32	
Relave	990.18	92.49	0.00	0.82	-	8.12	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		6,821.71	27.41	100.00	100.00		
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 10										
Cabeza	1,070.55	100.00	0.17	2.56	200.61	27.41	100.00	100.00		
Conc. Cu	80.37	7.51	77.00	24.00	6,821.71	19.29	100.00	70.4	13.32	
Relave	990.18	92.49	0.00	0.82	-	8.12	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		6,821.71	27.41	100.00	100.00		
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 11										
Cabeza	1,070.55	100.00	0.17	2.56	200.61	27.41	100.00	100.00		
Conc. Cu	80.37	7.51	77.00	24.00	6,821.71	19.29	100.00	70.4	13.32	
Relave	990.18	92.49	0.00	0.82	-	8.12	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		6,821.71	27.41	100.00	100.00		
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu		
Mes 12										
Cabeza	12,000.00	100.00	0.17	2.56	2,248.69	307.20	100.00	100.00		
Conc. Cu	900.90	7.51	77.00	24.00	76,465.86	216.22	100.00	70.4	13.32	
Relave	11,099.10	92.49	0.00	0.82	-	91.01	0.00	29.6		
			CABEZA CALCULADA		76,465.86	307.23	100.00	100.00		

Año 2022								
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %	
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu
Mes 1								
Cabeza	12,000.00	100.00	0.17	2.56	2,248.69	307.20	100.00	100.00
Conc. Cu	900.90	7.51	77.00	24.00	76,465.86	216.22	100.00	70.4
Relave	11,099.10	92.49	0.00	0.82	-	91.01	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		76,465.86	307.23	100.00	100.00
Mes 2								
Cabeza	11,200.00	100.00	0.17	2.56	2,098.78	286.72	100.00	100.00
Conc. Cu	840.84	7.51	77.00	24.00	71,368.13	201.80	100.00	70.4
Relave	10,359.16	92.49	0.00	0.82	-	84.95	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		71,368.13	286.75	100.00	100.00
Mes 3								
Cabeza	12,000.00	100.00	0.17	2.56	2,248.69	307.20	100.00	100.00
Conc. Cu	900.90	7.51	77.00	24.00	76,465.86	216.22	100.00	70.4
Relave	11,099.10	92.49	0.00	0.82	-	91.01	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		76,465.86	307.23	100.00	100.00
Mes 4								
Cabeza	12,000.00	100.00	0.17	2.56	2,248.69	307.20	100.00	100.00
Conc. Cu	900.90	7.51	77.00	24.00	76,465.86	216.22	100.00	70.4
Relave	11,099.10	92.49	0.00	0.82	-	91.01	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		76,465.86	307.23	100.00	100.00
Mes 5								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 6								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 7								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 8								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 9								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 10								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 11								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00
Mes 12								
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00

Año 2023									
PRODUCTO	TMS	%Peso	E N S A Y E S %		CONTENIDO METALICO (TMF)		RECUPERACIONES %		RC
			oz/TmAg	%Cu	Ag (Oz/Tc)	Cu	Ag	Cu	
Mes 1									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	
Mes 2									
Cabeza	14,000.00	100.00	0.77	2.56	11,882.79	358.40	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,051.05	7.51	77.00	24.00	89,210.17	252.25	100.00	70.4	13.32
Relave	12,948.95	92.49	0.00	0.82	-	106.18	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		89,210.17	358.43	100.00	100.00	
Mes 3									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	
Mes 4									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	
Mes 5									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	
Mes 6									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	
Mes 7									
Cabeza	15,000.00	100.00	0.17	2.56	2,810.87	384.00	100.00	100.00	
Conc. Cu	1,126.13	7.51	77.00	24.00	95,582.32	270.27	100.00	70.4	13.32
Relave	13,873.87	92.49	0.00	0.82	-	113.77	0.00	29.6	
			CABEZA CALCULADA		95,582.32	384.04	100.00	100.00	

Anexo 11

Perforación y voladura

PERFORACIÓN Y VOLADURA " VETA ANGELICA "			
Calculo de Burden			
$B=D*3.15\left(\frac{Pe}{Pr}\right)^{0.33}$		1.58	m
D (diametro de la carga)	2.51	pulgadas	
Pe (densidad del explosivo)	0.72	Kg/m3	
Pr (densidad de la roca)	2.6	Kg/m3	
Calculo del Espaciamiento			
$S=B*1.4$		2.21	m
Longitud de taco			
$T=B*1$		1.58	m
CONSUMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO			
Concentracion de la cara en fondo		4.50	Kg/m
QbH			
Altura de carga en fondo		2.05	m
$Hb=1.3*B$			
Carga en fondo		9.24	Kg
CF			
Concentracion de la carga en la columna		2.25	Kg/m
$QPH=Qbh*(0.4-0.5)$			
Altura de la carga de la columna		10.42	m
$Lc=H(\text{altura de tajeo})-T(\text{taco})$			
Altura de la carga de columna		8.37	m
$hp=Lc-Hb$			
Carga de la columna		18.85	Kg
$CCOQb=hp*QPH$			
Carga total del taladro		28.09	Kg
$CT=CF+CCOQb$			
Consumo especifico de explosivo		41.81	m3
$VR=B*E*H$			
$CE=CT/VR$		0.67	kg/m3
Tonelaje que remueve un taladro		108.70	Tn
Tr			
Factor de potencia		0.26	Kg/tn
$Fc= Tr/CT$			
Rendimiento de arranque por metro perforado		9.06	tn/m perforad
$R=Tr/H$			

Parámetros Perforación y Voladura: Carga Principal ANFO (Carguío positivo)						
Explosivo	Precio por 1 kg		Cantidad por taladro		Precio unitario	Precio total
EXAMON GRADO "P" (BOLSA X 25KG)	0.91	\$/kg	28.09	kg	25.5619	1022.476
Semexa 65% 1" 1/2 x 12" (68/Caja)	2.56	\$/und	2	cart	5.12	204.8
Total					30.6819	1227.276
Parámetros Perforación y Voladura: Carga Principal ANFO (Carguío negativo)						
Explosivo	Precio por 1 kg		Cantidad por taladro		Precio unitario	Precio total
EXAMON GRADO "P" (BOLSA X 25KG)	0.91	\$/kg	25	kg	22.75	910
Semexa 65% 1" 1/2 x 12" (68/Caja)	2.56	\$/Und	5	cart	12.8	512
Total					35.55	1422

Tiempo de perforación		
Tipo de roca	Roca media	
Ancho de la tajeo	3	m
Longitud d ela tajeo	20	m
Numero de taladros totales	64	Taladros
Numero de taladros por guardia	11	Taladros
Longitud de perforacion	12	m
Longitud efectiva de perforacion	10.8	m
Tiempo de perforacion	56.29	Horas
Velocidad perf. Jumbo	60	m/hr
Rendimiento por Perforacion	12.28	mp/hora
Esponjamiento		
volumen del material en banco	720	m3
volumen del material suelto	2684	m3
E%	0.30	

Anexo 12

Dimensionamiento de flota con factor de llenado 70%

	Scoop	
Capc. Balde	4.5	yd3
Factor de Llenado	70%	%
Factor esponjamiento	30%	%
Densidad Insitu	2.6	t/m3
Capacidad balde	3.44	m3
capacidad scoop	4.82	t
Dista. M. dia acarreo	0.05	Km
velocidad vacio	28.5	Km/h
Velocidad lleno	24.7	Km/h
t carga	0.11	min
t Transporte vacio	0.1	min
t Transporte lleno	0.1	min
t Descarga (min)	0.03	min
t maniobra (min)	0.21	min
T Ciclo por pase	0.58	min
Cap max camion	20	t
N° pases calculado	4.15	
N° pases	4.00	
Capacidad efectiva camion	19.27	t
tiempo de carguio por camion (min)	2.31	min
Productividad instantanea	501.11	t/h
Utilizacion	80%	%
Productividad Operativa	400.89	t/h op

Horas turno (hr)	12	hrs/turno
Turno dia (Turno/dia)	2	turno/dia
dias periodo (dias/año)	360	dias/año
Rendi. Produccion anual	3,463,688.0	t/año
Ton a remover	144,000.00	t/año

N° Equipos	0.04	unidad
Disponibilidad	90%	%
N° Equipos	0.05	unidad
N° Equipos	1	unidad

	Dumper	
Cap max camion	20	t
Capacidad efectiva camión	19.27	t
Distancia m dia de acarreo	0.09	Km
Velocidad vacio	25.1	km/hr
velocidad lleno	24.7	km/hr
Tiempo viaje vacio	0.22	min
Tiempo viaje lleno	0.22	min
tiempo maniobra carga	0.25	min
tiempo maniobra de descarga	0.25	min
tiempo carga = tiempo ciclo scoop	2.31	min
Tiempo ciclo del camion	3.24	min
Productividad instantanea	356.72	t/h
Utilizacion	90%	%
Porductividad Operativa	321.05	t/h op

Horas por turno	12	hr/turno
Turno dia	2	turno / dia
Periodo	360	dias/año
Productividad	2,773,865	t/año
Ton a remover	144000	t

N° Camiones	0.05	unidad
Diponibilidad	90%	%
N° Camiones	0.06	unidad
N° Camiones	1	unidad

Anexo 13

Dimensionamiento de flota con factor de llenado 90%.

	SCOOP	
Capc. Balde	4.5	yd3
Factor de Llenado	90%	%
Factor esponjamiento	30%	%
Densidad Insitu	2.6	t/m3
Capacidad balde	3.44	m3
capacidad scoop	6.19	t
Dista. M. dia acarreo	0.05	Km
velocidad vacio	28.5	Km/h
Velocidad lleno	24.7	Km/h
t carga	0.11	min
t Transporte vacio	0.1	min
t Transporte lleno	0.1	min
t Descarga (min)	0.03	min
t maniobra (min)	0.21	min
T Ciclo por pase	0.58	min
Cap max camion	20	t
N° pases calculado	3.23	
N° pases	4.00	
Capacidad efectiva camion	24.77	t
tiempo de carguio por camion (min)	2.31	min
Productividad instantanea	644.29	t/h
Utilizacion	80%	%
Productividad Operativa	515.43	t/h op

Horas turno (hr)	12	hrs/turno
Turno dia (Turno/dia)	2	turno/dia
dias periodo (dias/año)	360	dias/año
Rendi. Produccion anual	4,453,313.1	t/año
Ton a remover	144,000.00	t/año

N° Equipos	0.03	unidad
Disponibilidad	90%	%
N° Equipos	0.04	unidad
N° Equipos	1	unidad

	Dumper	
Cap max camion	20	t
Capacidad efectiva camión	24.77	t
Distancia m dia de acarreo	0.09	Km
Velocidad vacio	25.3	km/hr
velocidad lleno	19.6	km/hr
Tiempo viaje vacio	0.21	min
Tiempo viaje lleno	0.28	min
tiempo maniobra carga	0.22	min
tiempo maniobra de descarga	0.23	min
tiempo carga = tiempo ciclo scoop	2.31	min
Tiempo ciclo del camion	3.25	min
Productividad instantanea	457.91	t/h
Utilizacion	90%	%
Porductividad Operativa	412.12	t/h op

Horas por turno	12	hr/turno
Turno dia	2	turno / dia
Periodo	360	dias/año
Productividad	3,560,699	t/año
Ton a remover	144000	t

N° Camiones	0.04	unidad
Diponibilidad	90%	%
N° Camiones	0.04	unidad
N° Camiones	1	unidad

Anexo 14

Análisis granulométrico

MODELO DE FRAGMENTACION DE KUZ RAM					
MASA DE EXPLOSIVO CARGADA EN EL TIRO (Qe)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$Q_e = \pi \cdot \phi^2 \cdot L \cdot P_e / 4$	L = altura cargada con explosivo	10.21	[m]	45.16	Kg
	ϕ = diametro de perforacion	0.08	[m]		
	Pe = densidad de carga de explosivo	0.88	ton/m ³		
FACTOR DE CARGA (FC)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$FC = Q_e / (V_0 \cdot Pr)$	V0= roca tronada por tiro (burden*espacamiento *altura banco)	41.90	m ³	0.41	Kg/tn
	Qe= masa de explosivo cargada en el tiro	45.16	[kg]		
	Pr = densidad roca	2.6	[ton/m ³]		
INDICE DE TRONALIDAD (A)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$A = 0.06 \cdot (RMD + JF + RDI + HF)$	RMD = densidad de roca	30		8.42	
	JF	57.5			
	RDI	16.25			
	HF	36.6			
TAMAÑO MEDIO DE UNA DISTRIBUCION (X50)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$X_{50} = A \cdot ((V_0 / Q_e)^{0.8}) \cdot (Q_e^{1/6}) \cdot ((115 / \text{Sanfo})^{0.633})$	V0= roca tronada por tiro (burden*espacamiento *altura banco)	41.90	[cm]	15.95	cm
	Qe= masa de explosivo cargada en el tiro	45.16	m ³		
	S anfo = potencia relativa en peso al ANFO (ANFO = 100, tnt = 115)	104			
	A = indice de tronalidad	8.42			
PS	Para malla escalonada	1.10		1.10	
INDICE DE UNIFORMIDAD		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$n = (2.2 - 14B/D) \cdot [1 + S/B / 2]^{0.5} \cdot (1 - W/B)^{0.1} \cdot (L/H) \cdot PS$ $n = (2.2 - 14B/D)(1 - W/B)^{0.1} \cdot [1 + S/B / 2]^{0.5} \cdot ((\text{abs}(BCL - CCL/L)) + 0.1)^{0.1} \cdot L/H \cdot PS$	B = burden	1.58	[m]	12.97	m
	S = especiamiento	2.21	[m]		
	W = desviacion de taladro	73			
	L = largo tiro	10.42	[m]		
	H = altura banco	12	[m]		
	D = diametro tiro	0.08	[m]		
	BCL = carga fondo	5	[m]		
	CCL = carga columna	10	[m]		
	PS = 1,1 para malla escalonada	1.1			
ECUACION DE ROSSIN - RAMMLER					
TAMAÑO CARACTERISTICO (cm) Igual a d63,2)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$X_c = (X_{50} / (0.693^{1/n}))$	n = indice de uniformidad [adimensional]	12.97	m	16.41	cm
	X50=Tamaño medio de una distreibucion	15.95	cm		
FUNCION ACUMULADA BAJO TAMAÑO (Fu)		VALOR	UNIDAD	RESULTADO	UNIDAD
$F_u(x) = 1 - (e)^{-(x/X_c)^n}$	n = indice de uniformidad [adimensional]				
	Xc= Tamaño caracteristico (cm) igual a d63,2				
P80= 1.2*Xc	P80= Granulometria		19.69		cm