

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Análisis de la implementación del método de explotación
sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 para la
mejora de la producción – U.E.A Manuelita de Compañía
Minera Argentum S. A.**

James Gandy Beltran Espinoza

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

ASESOR

Ing. Javier Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

Principalmente a Dios, por su bendición e iluminación en mi día a día; a mis padres, por haberme dado la vida, sus sabios consejos y su apoyo constante, a todas las personas involucradas en la compañía minera Argentum, tanto ingenieros como trabajadores, de quienes aprendo mucho durante el día a día en esta prestigiosa empresa.

DEDICATORIA

A mis padres, por haberme dado los valores necesarios, apoyarme con mi educación, mi desarrollo profesional y formarme como una persona de bien.

ÍNDICE

PORTADA	I
ASESOR	II
AGRADECIMIENTO	III
DEDICATORIA	IV
ÍNDICE	V
LISTA DE TABLAS	VIII
LISTA DE FIGURAS	XI
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	20
1.2. Objetivos	20
1.2.1. Objetivo general	20
1.2.2. Objetivos específicos	20
1.3. Justificación e importancia	21
1.3.1. Justificación social - práctica	21
1.3.2. Justificación académica	21
1.3.3. Justificación económica	22
1.4. Hipótesis de la investigación	22
1.4.1. Hipótesis general	22
1.4.2. Hipótesis específicas	22
1.5. Identificación de variables	22
1.5.1. Variable Independiente	22
1.5.2. Variable Dependiente	22
1.6. Matriz de operacionalización de las variables	22
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	16
2.1. Antecedentes del problema	16

2.2. Generalidades de la U. E. A. Manuelita -----	18
2.2.1. Ubicación accesibilidad y generalidades -----	18
2.2.2. Historia-----	20
2.3. Geología general-----	21
2.3.1. Estratigrafía-----	21
2.3.2. Mineralización-----	27
2.3.3. Geología estructural-----	29
2.3.4. Control litológico-----	29
2.4. Optimización del minado en la veta 11 -----	30
2.4.1. Condiciones geológicas -----	30
2.4.2. Características geomecánicas de la veta 11 -----	34
2.4.3. Resultados de los ensayos de mecánica de rocas -----	39
2.4.4. Bases teóricas del presente estudio -----	40
2.4.5. Selección del método de minado veta 11 -----	41
2.4.6. Trade off del método de minado veta 11 -----	42
2.4.7. Ciclo de minado del método Sublevel stoping -----	43
2.4.8. Costos de minado del método <i>Sublevel stoping</i> -----	51
2.4.9. Productividad del ciclo de minado del método Sublevel stoping -----	53
2.5. Plan de minado compañía minera Argentum S. A. -----	55
2.5.1. Avances plan de minado – compañía minera Argentum S. A. -----	55
2.5.2. Producción de plan de minado – compañía minera Argentum S. A. -----	56
2.6. Plan de minado U. E. A. Manuelita – veta 11 -----	57
2.6.1. Avances U.E.A. Manuelita – veta 11-----	58
2.6.2. Producción U.E.A. Manuelita – veta 11 -----	59
2.6.3. Producción veta 11 – Sublevel stoping con taladros largos -----	59
2.7. Evaluación económica U.E.A. Manuelita – veta 11-----	62
2.8. Definición de términos básicos-----	64
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN-----	69
3.1. Método y alcances de la investigación-----	69
3.1.1. Método de la investigación-----	69
3.1.2. Alcances de la investigación-----	70
3.2. Diseño de la investigación-----	71

3.2.1. Tipo de diseño de investigación-----	71
3.2.2. Nivel de investigación-----	71
3.3. Población y muestra -----	71
3.3.1. Población-----	71
3.3.2. Muestra -----	71
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos -----	72
3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos -----	72
3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos -----	72
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN -----	73
4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información-----	73
4.1.1. Análisis previos a la selección del método de minado a implementar.-----	73
4.1.2. Análisis de los rendimientos del método de minado a implementar -----	75
4.1.3. Análisis de costos de minado -----	83
4.1.4. Análisis comparativo de las variables técnicas y económicas del método de minado implementado -----	85
4.1.5. Evaluación económica del plan de producción 2017 – 2018, U.E.A. Manuelita-----	87
CONCLUSIONES-----	90
RECOMENDACIONES-----	93
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS -----	94
ANEXOS -----	96

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables	16
Tabla 2. Ruta geográfica	19
Tabla 3. Resultados de los ensayos realizados	39
Tabla 4. Selección del método de minado - propiedades geológicas de la veta 11	41
Tabla 5. Selección del método de minado - propiedades geomecánicas de la veta 11	42
Tabla 6. Selección del método de minado - Trade Off de la veta 11	43
Tabla 7. Parámetros del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	51
Tabla 8. Costos unitarios de perforación del método de minado Sublevel stoping de la veta	52
Tabla 9. Costos unitarios de voladura del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	52
Tabla 10. Costos unitarios de limpieza del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	52
Tabla 11. Costos unitarios de relleno del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	52
Tabla 12. Costo unitario de minado del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	53
Tabla 13. Programa de metros perforados programados y ejecutados del método de minado Sublevel stoping de la veta 11	53
Tabla 14. Consumo de Examón en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11	54
Tabla 15. Consumo de Semexa 1 ½" x 12" en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11	54
Tabla 16. Limpieza de mineral con scoop de 2 yd ³ en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11	54
Tabla 17. Transporte de material de relleno con scoop de 2 yd ³ en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11	55

Tabla 18. Resumen de desarrollo en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-compañía minera Argentum S. A.....	55
Tabla 19. Resumen de exploración en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-compañía minera Argentum S. A.....	56
Tabla 20. Resumen de preparación en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-compañía minera Argentum S. A.....	56
Tabla 21. Resumen de producción de los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-compañía minera Argentum S. A.....	57
Tabla 22. Resumen de avance del sector Manuelita-compañía minera Argentum S. A.	58
Tabla 23. Resumen de producción del sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.	59
Tabla 24. Resumen de producción de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2018	61
Tabla 25. Resumen de producción de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2019	61
Tabla 26. Margen operativo del ciclo de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2018.....	62
Tabla 27. Margen operativo del ciclo de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2019.....	63
Tabla 28. Trade Off del método de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	74
Tabla 29. Características del método de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	76
Tabla 30. Ratio de perforación programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	76
Tabla 31. Consumo de Examón programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	77
Tabla 32. Consumo de Semexa programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	78
Tabla 33. Tonelaje de mineral transportado, programado y ejecutado el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	80

Tabla 34. Rendimiento del scoop de acuerdo a distancia transportado en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	80
Tabla 35. Tonelaje de relleno transportado programado y ejecutado en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	82
Tabla 36. Rendimiento del scoop de acuerdo a distancia transportado de relleno en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.....	82
Tabla 37. Costos de minado del método de minado Sublevel stoping en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.....	84
Tabla 38. Análisis comparativo de las variables técnicas y económicas en la implementación del método Sublevel Stopibg con taladros largos en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.....	86
Tabla 39. Resumen de producción 2017 y 2018, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.....	89
Tabla 40. Margen operativo del método de minado Sublevel stoping en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.....	89
Tabla 41. Matriz de Consistencia	97

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la U.E.A. Manuelita	20
Figura 2. Columna estratigráfica	22
Figura 3. Geología regional de la zona de estudio	31
Figura 4. Perfil geológico inferido en el eje de influencia de la unidad minera Morococha.....	31
Figura 5. Proyección estereográfica de los principales sistemas de fracturas de la veta 11, en el nivel 510	33
Figura 6. Vista de perfil del subnivel 105.1E - veta 11 - Nivel 510	33
Figura 7. Vista de galería 011E sobre la veta 11 Nivel 510.....	35
Figura 8. Vista de la galería 011E sobre la veta 11, Nivel 510	36
Figura 9. Vista del subnivel 105.1E sobre la veta 11, Nivel 510.....	36
Figura 10. Vista del subnivel 105.1E, sobre la veta 11, Nivel 510.....	37
Figura 11. Plano geomecánico de la galería 011E, Nivel 510, veta 11 – U.E.A. Manuelita.....	37
Figura 12. Plano geomecánica del SN 105.1E, SN 130.1W, SN 130.1E, veta11 – U.E.A. Manuelita.....	38
Figura 13. Plano geomecánico de SN 180W, SN 180E, SN 225W, veta11 – U.E.A. Manuelita.....	38
Figura 14. Equipo de perforación Muki LHP, veta11 – U. E. A. Manuelita	44
Figura 15. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita	45
Figura 16. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita	46
Figura 17. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita	46
Figura 18. Secuencia de voladura en veta11 – U. E. A. Manuelita	47
Figura 19. Secuencia de cargado en veta11 – U. E. A. Manuelita	48
Figura 20. Scoop Sandvick LH203 de 2Yd3 utilizado en veta11 – U. E. A. Manuelita.....	49
Figura 21. Secuencia de limpieza en Sublevel stoping realizado en veta11 – U. E. A. Manuelita.....	50
Figura 22. Secuencia de relleno en Sublevel stoping realizado en veta11 – U.E.A. Manuelita.....	51

Figura 23. Infraestructura para el desarrollo y preparación en veta11 – U. E. A. Manuelita.....	58
Figura 24. Sección longitudinal de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.	60
Figura 25. Litología de Morococha.	98
Figura 26. Plano geomecánico Galería 725 W_veta 11.	99
Figura 27. Secuencia de perforación y voladura S.....	101
Figura 28. Malla de Perforación de un frente de avances.	102
Figura 29. Plano de ubicación y cuadro de producción 2018 de la veta 11	103
Figura 30. Registro geomecanico del SN 105-1E_veta 11.....	104
Figura 31. Registro geomecanico de la galería 011 E_veta 11.	105
Figura 32. Cobertura de aire 2018.	106
Figura 33. Ingresos y requerimientos de aire U.E.A. Manuelita.....	107
Figura 34. Cálculo del Cut Off.	114
Figura 35. Memoria de cálculo	117
Figura 36. Cálculo de Trade Off del método de minado.....	118

RESUMEN

La investigación tiene por objetivo el análisis de la implementación del método de minado *Sublevel stoping* con taladros largos en la explotación de la veta 11, perteneciente a la unidad económica administrativa Manuelita de la compañía minera Argentum S. A., con el objetivo de la mejora de la producción a fin de optimizar las diferentes áreas unitarias de perforación, voladura, limpieza y relleno.

Para el desarrollo de la investigación se ha optado por emplear el método analítico, siendo el estudio de un alcance descriptivo-explicativo. El diseño de la investigación fue pre experimental de manera que se observó los resultados de la implementación del plan de minado, durante un periodo de doce meses durante el año 2018. La técnica para la recolección de datos fue la revisión documental y el acopio de datos correspondientes en la unidad minera.

Finalmente, se concluye con el análisis técnico económico del método de minado *Sublevel stoping* con taladros largos implementado en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita, el cual consistió en la selección del método de minado mediante el *trade off*, la estimación de los recursos minerales y reservas para la explotación, el plan de laboreo, el programa de avances, la generación de desmonte, el ciclo de minado y el plan de consumo de insumos (método de minado).

El *budget* de la veta 11 asume que la producción fue de 65,850 toneladas, con un costo total de minado \$ 723,226.71 durante el periodo 2018. Esta producción en la veta 11 generó ingresos de \$ 10,376,050.00 generando un margen de utilidad de minado de \$ 9'652,823.29, con leyes promedio

Ag@ 225 ppm, Zn@ 2.56 %, Pb@ 1.32 % y Cu@ 0.39%, generando un valor de mineral de US \$ 158/t, y potencia promedio de la veta 11 de 1.71 metros y ancho de minado de 2.37 metros.

De acuerdo a la evaluación económica del plan de minado de la veta 11 mediante el método de minado *Sublevel stoping* con taladros largos generó ratios de

perforación de 4,480 metros por mes, ratios de voladura de 5,636 kilogramos de examen por mes y 538 kilogramos de semexa por mes, ratios de limpieza de 6,552 toneladas por mes y ratios de relleno de 4032 toneladas por mes. Se puede mejorar la productividad en las diferentes áreas unitarias, generando planes mineros de corto plazo.

Palabras clave: Método de minado, budget, producción, optimización, costos de operación, costos de capital.

ABSTRACT

The objective of the investigation is to analyze the implementation of the Sublevel stoping mining method with long holes in the exploitation of vein 11, belonging to the Manuelita Administrative Economic Unit, of Compañía Minera Argentum SA, with the objective of improving the production in order to optimize the different unit areas of drilling, blasting, cleaning and filling.

For the development of the investigation it has been chosen to use the analytical method, being the study of a descriptive-explanatory scope. The design of the research was pre-experimental, so that the results of the implementation of the mining plan were observed, during a period of 12 months during 2018. The technique for data collection was the documentary review and the collection of corresponding data in the Mining Unit.

Finally, we conclude with the technical-economic analysis of the Sublevel stoping mining method with long holes implemented in vein 11, of the Manuelita U.E.A., which consisted of the selection of the mining method through trade off, the estimation of mineral resources and reserves for exploitation, the tillage plan, the progress program, the generation of waste rock, the mining cycle and the input consumption plan (mining method).

The vein 11 budget assumes that production was 65,850 tons, with a total mining cost of \$ 723,226.71 during the 2018 period. This production in vein 11 generated revenues of \$ 10,376,050.00, generating a mining profit margin of \$ 9'652,823.29, with average grades Ag @ 225 ppm, Zn @ 2.56 %, Pb @ 1.32 % and Cu @ 0.39 %, generating a mineral value of \$ 158/t, and average power of vein 11 of 1.71 meters and mined width of 2.37 meters.

According to the economic evaluation of the mining plan for vein 11 using the Sublevel stoping mining method with long holes, it generated drilling rates of 4,480 meters per month, blasting rates of 5,636 kilograms per month and 538 kilograms

of semexa per month. month, cleaning rates of 6,552 tons per month and fill rates of 4,032 tons per month. Productivity can be improved in the different unit areas, generating short-term mining plans.

Keywords: Mining method, budget, production, optimization, operating costs, capital costs.

INTRODUCCIÓN

Localmente, la unidad económica administrativa (U.E.A.) Manuelita de compañía minera Argentum, aflora el Grupo Mitu representado por los volcánicos Catalina (Formación Yauli), los cuales están considerados como la fase volcánica de dicho grupo y en la cual se encuentra emplazada la veta 11.

La veta 11 presenta un rumbo predominante N20°- 30°E, buzamiento de 70°- 80°SE y un ancho variable entre 0.8 a 1.2 m, contiene minerales de plomo, plata, cobre y zinc. Las inyecciones mineralizantes ha sido predominantemente hidrotermal.

La implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 permite incrementar la producción y mejorar los índices de productividad en las distintas áreas unitarias del ciclo de minado. Es así que el uso del presente método de minado permite el incremento de tonelaje con una reducción de costos operacionales, el cual posibilitará seguir profundizando la explotación de la veta 11 en niveles profundos.

El presente trabajo de investigación presenta una metodología sistemática, en la cual se analiza y se compara variables técnicas y económicas utilizando variables geológicas, geomecánicas, geometalúrgicas y económicas para la selección e implementación del método de minado, siendo la primera etapa de selección del método de minado mediante el *trade off*, comparando métodos de minado similares y evaluados técnica y económica. En segundo lugar, evalúa los costos operacionales del método de minado a implementar y determina los índices de productividad del ciclo de minado y finalmente realiza una evaluación técnica financiera del plan de minado 2018 y 2019, para definir la mejora en el valor presente neto del método de minado implementado.

El resultado de la implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, generará variables operacionales que permitirá

controlar los costos de minado y a partir de ellos generar programas de optimización y reducción de costos en la U.E.A. Manuelita, en la explotación de niveles más profundos.

El autor

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

1.1.1. Planteamiento del problema

La minería constituye uno de los pilares de la economía peruana, generan ingresos al erario nacional por conceptos de impuestos y regalías. Las empresas mineras generan un papel importante con el desarrollo del país y del área cercana de los proyectos a desarrollar generando inversiones en infraestructura de vías de comunicación, electrificación y educación. Asimismo, generan empleos directos e indirectos en las distintas operaciones mineras.

En los últimos años, el Perú ha sido objeto de inversiones en exploraciones mineras generando la presencia de nuevos proyectos en explotación en las siguientes décadas, esto ha permitido el incremento de recursos minerales en nuestro país. Esta nueva perspectiva en el futuro de la minería permitirá el incremento comercial de diferentes *commodities* y el desarrollo económico y social del país.

El mayor incremento comercial por las ventas de minerales en diferentes faenas mineras conlleva a generar el incremento de producción y por lo tanto el incremento

de costos de operación, por lo que las empresas buscan generar programas de optimización y reducción de costos, mejorando la productividad en las diversas áreas unitarias de la operación minera para así mantener niveles de rentabilidad económica en las inversiones mineras.

1.1.2. Formulación del problema

Problema general

¿Cuál es el resultado del incremento de la producción mediante la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?

Problemas específicos

¿Cómo aplicar los criterios operacionales y económicos en la selección del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos de la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?

¿Cómo mejorar la productividad del ciclo de minado con la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar el resultado del incremento de la producción mediante la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

1.2.2. Objetivos específicos

a) Determinar la aplicación de los criterios operacionales y económicos en la selección del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

b) Determinar la mejora de la productividad del ciclo de minado con la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

1.3. Justificación e importancia

1.3.1. Justificación social - práctica

La investigación proporcionará la mejora de los beneficios económicos en la operación minera, asimismo sustentar la inversión en proyectos mineros estableciendo un ambiente favorable al incremento de utilidades bajo parámetros operacionales en la explotación de la veta 11.

En la actualidad, la mejora en la productividad en áreas de extracción de mineral se ha convertido en un eje fundamental dentro de la gestión de costos, ya que garantiza la estabilidad de una empresa y permite que logre sus objetivos de lineamiento corporativo en base a condiciones de mejora continua.

1.3.2. Justificación académica

La investigación generará con su desarrollo la mejora de la productividad utilizando herramientas técnicas para mejorar la productividad implementando un nuevo método de minado, produciendo un mayor tonelaje.

Asimismo, se espera que las empresas mineras, el estado y la sociedad busquen el desarrollo sostenido cumpliendo con normas de calidad y salud ocupacional, así como su reglamento de seguridad y salud ocupacional en el trabajo en el D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM.

Las variables a trabajar serán evaluadas para determinar su comportamiento y su relación con la otra variable a estudiar (consecuencia de logros).

1.3.3. Justificación económica

La presente investigación pretende optimizar la productividad incorporando la implementación de un método de minado semimasivo, el cual conllevará al incremento de tonelaje y disminución de los costos operacionales, lo cual en términos económicos generará mayor rentabilidad, mejorando la productividad en el área de operación mina.

1.4. Hipótesis de la investigación

1.4.1. Hipótesis general

La implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos influye positivamente en el incremento de la producción en la veta 11 en la U.E.A. Manuelita.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) La aplicación de los criterios operacionales y económicos influyen positivamente en la selección del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

- b) La implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos influye positivamente en la mejora de la productividad del ciclo de minado en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

1.5. Identificación de variables

1.5.1. Variable Independiente

Variable Independiente: Método de explotación Sublevel stoping

1.5.2. Variable Dependiente

Variable Dependiente: Análisis de la implementación

1.6. Matriz de operacionalización de las variables

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	
		Dimensiones	Indicadores
Método de explotación Sublevel stoping	Es un método de explotación en yacimientos masivos de cajas favorables, consiste en arrancar el mineral desde los subniveles con taladros largos, se caracteriza por su gran productividad.	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Geología ✓ Macizo rocoso ✓ Parámetros de diseño ✓ métodos de explotación 	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Características del yacimiento, mineralogía y leyes. ✓ RMR, GSI y RQD ✓ Programa de avances y preparación (t). ✓ Plan de producción t) ✓ Costos operacionales y costos de capital ✓ Evaluación económica (\$).
Análisis de la implementación	Consiste en analizar toda la información recolectada en la implementación Sublevel stoping con taladros largos, para la mejora de la productividad del ciclo de minado.	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Operacional ✓ Económica 	

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la unidad de Uchucchacua de la compañía de minas Buenaventura S. A. A.*”. (1) El investigador tiene como objetivo demostrar técnica y económicamente que es más eficiente, rentable y seguro explotar los tajeos por el método de tajeo por subniveles que por el método de corte y relleno ascendente. Los resultados sostienen que los actuales problemas en el incremento de costos de operación en la minería nacional obligan a cambiar de métodos de explotación a métodos masivos, lo cual permitirá tener menores costos de operación y producción, mayor productividad, eficiencia y lo más importante es tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en nuestras operaciones.

- Tesis de pregrado que tiene como título “*Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, mina Huarón S. A.*”. (2) El objetivo general del trabajo consistió en realizar la implementación de taladros largos en vetas angostas por subniveles. El resultado permitió en determinar su

incidencia en la producción, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras y asegurar su factibilidad técnica en la unidad minera Huarón.

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S. A. A.*”. (3) El investigador tiene como objetivo analizar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación el método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía Minera Volcan S. A. A. El resultado permitió determinar las variables operacionales y económicas del método de explotación por taladros largos en la veta Virginia y su análisis en el plan de producción tipo Budget y Real, durante el periodo 2018.
- Tesis de pregrado denominada “*Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona Esperanza – Cía. minera Casapalca S. A.*”. (4) En la tesis se presenta como objetivo conocer la reducción de costos directos e indirectos de operación aplicando taladros largos en vetas angostas en la zona esperanza. Conocer la reducción de costo de perforación aplicando taladros largos en vetas angostas en la zona esperanza y conocer la reducción de costo de voladura aplicando taladros largos en vetas angostas en la zona Esperanza - Cía. minera Casapalca S. A. El resultado de la investigación señala que en la zona esperanza, se redujo los costos de minado de 18.32 \$/t a 12.6 \$/t, elevando la producción de 7,000 t/mes a 12,000 t/mes.
- Tesis de pregrado que lleva como título “*Planeamiento minero de corporación minera Castrovirreyna compañía minera S. A.*”. (5) El investigador tiene como mencionar un alcance geológico global del yacimiento, así como presentar un estudio realizado acerca de los recursos y las reservas del mismo. Posteriormente, se presenta de manera detallada los estudios geomecánicos tanto para la zona alta, como para zona baja; que permite diseñar el método de minado masivo, empleando taladros largos. Tomando esta información técnica, se realizará el programa de avances, y producción sobre los clavos

mineralizados identificados, con el fin de cubrir el tonelaje requerido por planta concentradora. El resultado de la tesis analiza que el costo de minado en la zona alta es más bajo que el costo de minado de la zona baja (bloques de 10mts), pero la dilución disminuye considerablemente, debido a que en la zona alta es más controlable.

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Aplicación de taladros largos en vetas angostas en la mina Yauliyacu*”. (6) La investigación presenta el caso de mina *Yauliyacu* de la empresa minera los Quenuales. En diferentes partes del Perú hay minas en las cuales es imperativo un incremento de la productividad en las vetas angostas, a bajo costo lo cual no es fácil obtener por sistemas convencionales. El explotar las vetas angostas con taladros largos es una alternativa de trabajo que puede revertir esta situación; por esta razón relevante, la minera los Quenuales en su mina *Yauliyacu* implementa el método de minado taladros largos en vetas angostas. Los resultados del trabajo muestran que las reservas en cuerpos se redujeron significativamente e incrementándose las reservas en vetas a partir del año 2004 con respecto al 2005; sin embargo, debía de mantenerse la producción en 103,000 t/mes. Sin subir significativamente los costos operativos, es por ello la gerencia resuelve implementar el método *Narrow Vein Blast Hole Stopping*, lográndose obtener estándares aceptables el cual se encuentra en proceso de mejora.

2.2. Generalidades de la U. E. A. Manuelita

2.2.1. Ubicación accesibilidad y generalidades

Morococha se encuentra ubicado en la región de Junín en la sierra central del Perú, a 142 Kilómetros al este de la ciudad de Lima.

Las coordenadas UTM (GWS-84) de la U.E.A. Manuelita son:

377 676	Este
8 716 991	Norte

El distrito de Morococha es accesible por la ruta PE-22, que se comunica la ciudad de Lima y el departamento de Junín.

Tabla 2. Ruta geográfica

Ruta	Distancia	Tipo de ruta	Tiempo aproximado
Carretera Central: Lima - Ticlio - Morococha	142	Asfaltado	3h

El distrito minero de Morococha se encuentra en un área de relieve topográfico abrupto, con elevaciones entre los 4,400 y 5,000 m s. n. m. siendo la cumbre más alta el *Yanashinga* con 5,480 m s. n. m. Los valles tienen forma de "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas tales como las lagunas de *Huacracocha* y *Huascacocha*; estrías y depósitos morrénicos son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

El clima en la región es frígido durante todo el año, marcado por dos estaciones: la húmeda, de noviembre a abril con precipitaciones de nevada y granizo; y la seca, durante el resto del año, con frío más intenso y precipitaciones esporádicas. La temperatura de verano varía de 3° a 20°C y en invierno de -4°C a 14°C, la velocidad de los vientos alcanza los 45 km/hora en el mes de agosto, la vegetación está conformada principalmente por ichu.

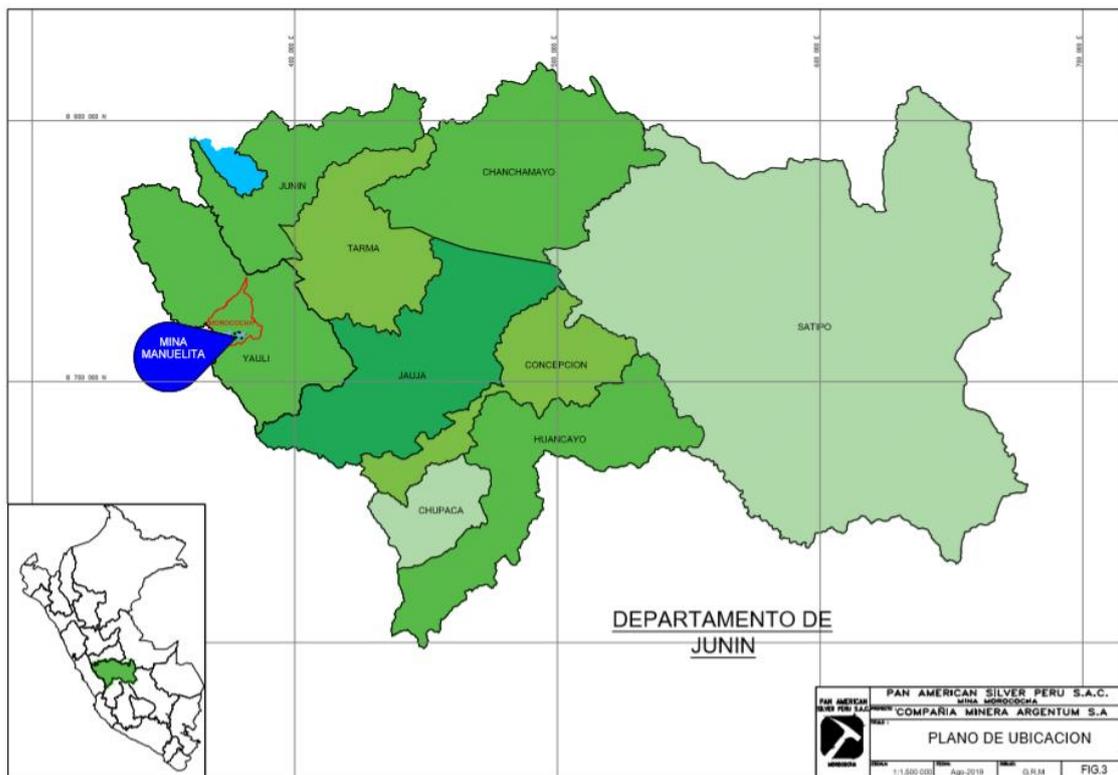


Figura 1. Ubicación de la U.E.A. Manuelita
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

2.2.2. Historia

La historia de Morococha inicia probablemente en la época incaica con trabajos a pequeña escala con la obtención de minerales de plata y en 1790 época de la colonia española se continuó con la explotación los óxidos que fueron tratados por amalgamación y los sulfuros fundidos en pequeños hornos.

En 1850 se trabajan las vetas de plata y se construye una planta de amalgamación y clorinación por parte de la familia *Pflucker*. En 1894, se aumenta la actividad minera con métodos modernos debido a la llegada del ferrocarril a Yauli. En 1908, Morococha se convierte en el segundo productor de cobre y en 1915 forma parte de la Cerro de Pasco Corporación. En 1929, inicia la construcción del túnel Kingsmill y dando por terminado en 1934, obra que favoreció enormemente en la minería.

Más adelante, en 1974, Morococha es parte de la empresa minera del Centro del Perú. En 1985, se inicia la explotación de mantos y cuerpos de zinc, que están en los contactos con las calizas del grupo Pucará. En 2003, sociedad minera Corona S. A. compra las acciones de Centromin Perú S. A. y en el 2004 Panamerican Silver Perú S. A. C. compra el 100 % de las acciones de la compañía minera Argentum S. A. actualmente en producción.

2.3. Geología general

2.3.1. Estratigrafía

Morococha presenta una variedad de petrografía que está conformada por el Paleozoico y Mesozoico, que están conformados por los siguientes tramos litológicos.

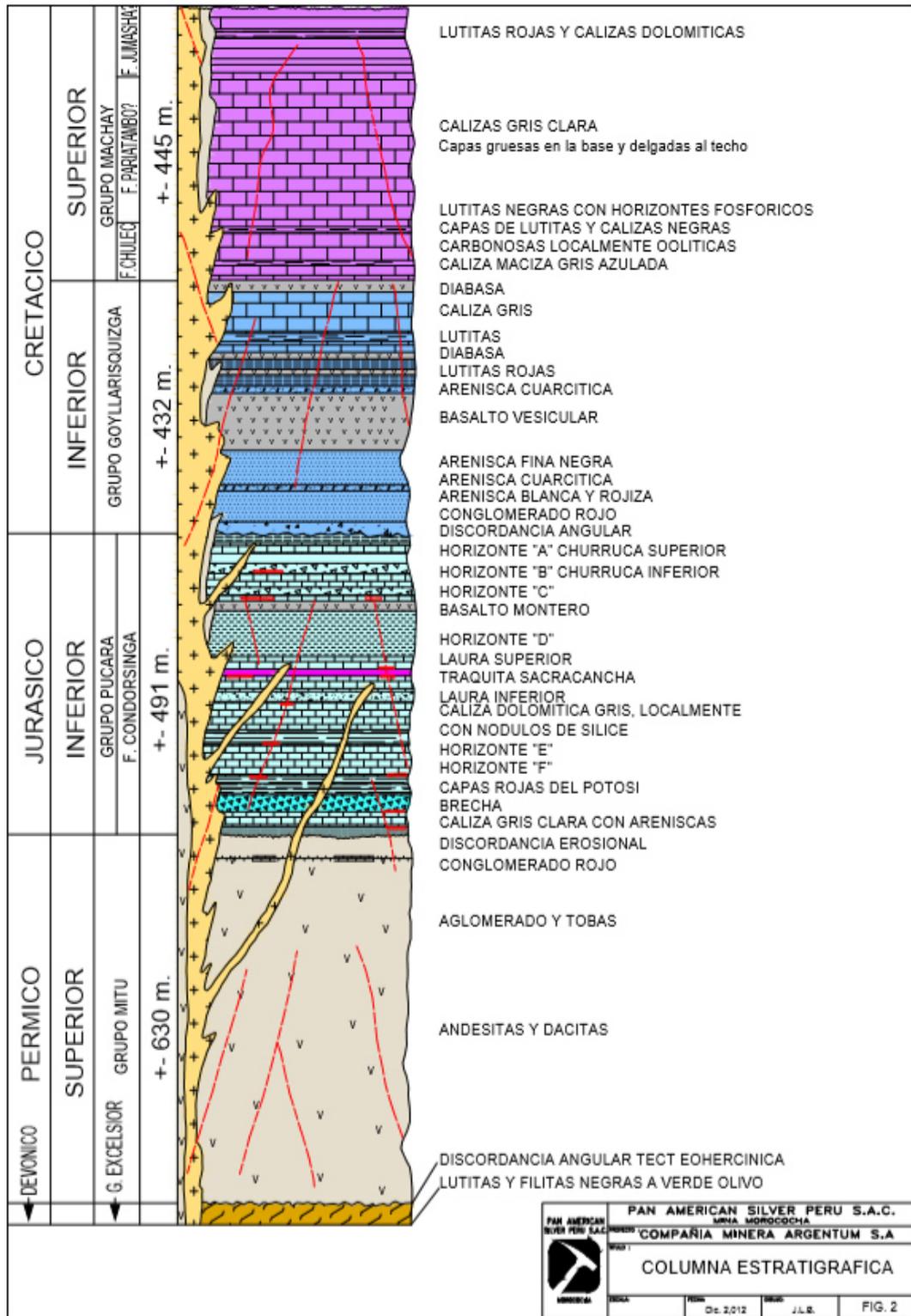


Figura 2. Columna estratigráfica
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

A) Grupo *Excelsior* (Devónico).

El grupo *Excelsior* lo conforman las rocas más antiguas que afloran fuera de Morococha, a una profundidad de 518 metros desde la superficie, en el laboreo del túnel *Kingsmill* se han hallado algunas muestras de este tipo de roca.

Estudios realizados estableció una potencia de 1,800 metros, que es una secuencia semejante en los entornos del grupo Tarma. Estas rocas están conformadas por lutitas, pizarras y filitas, con tramos de horizontes de calizas y esparcimiento de lava, aparecen fuertemente replegadas y divididos en cuerpos irregulares de cuarzo lechoso, por lo que se interpreta como metamorfismo regional. Las filitas se encuentran estratificadas y los cuerpos pequeños de cuarzo en la zona del anticlinal, en las calizas se puede encontrar resto de fósiles.

B) Grupo Mitu (Pérmico).

El distrito de Morococha está conformado por los volcánicos Catalina que es una fase del grupo Mitu. En la zona sur (área de Cajoncillo), afloran estos volcánicos que es el centro Anticlinal, los cuales profundizan hasta el nivel 1,700 (túnel *Kingsmill*).

Los volcánicos andesita y dacita de color gris verdoso se localiza en una zona más profunda, mientras que los aglomerados, tufos y brechas volcánicas se encuentran en la parte superior. Las vetas son bien delimitadas con un rumbo de N 55°-70°E, en dichas vetas se presentan minerales como la plata, plomo, y zinc. Los volcánicos Catalina tiene una profundidad estimada de 760 metros según D.H. Mc Laughlin (1924), y para A. J. Terrones (1949) es de 300 metros la profundidad estimada.(7)

C) Grupo Pucará (Triásico - Jurásico)

El grupo Pucará esta subdividido en tres columnas. La primera es la formación *Chambara* formada por intercalaciones de lutitas, tufos, cherts y calizas bituminosas, se extiende a unos 1,500 metros. La segunda es la formación *Aramachay* formada por intercalaciones de areniscas, tufos, lutitas, cherts y rocas

fosfáticas, se extiende a unos 600 metros. Por último, la formación *Condorsinga* formada por intercalaciones de lutitas, calizas y areniscas, se extiende a unos 2,900 metros.

En el distrito de Morococha, las calizas Pucará se encuentran en los flancos del anticlinal, están compuestas por tonalidades de gris claro a blanco. Las calizas Pucará engloba mantos, vetas y cuerpos mineralizados. La traquita sacracanCHA y el basalto montero están interestratificados con la caliza, estos derrames lávicos se comportan como capas claves para la mineralización, la caliza Pucará es parte del Jurásico Inferior. En base a estudios al microscopio, se afirma que las denominadas traquitas son tufos. Asimismo, se asegura que es la formación *Condorsinga* la que está presente en Morococha. (8).

Las calizas Pucará se dividen en 13 niveles estratigráficos, con una potencia promedio de 432 metros.

Nivel "A". Caliza de color blanco con intercalaciones de lutitas con una potencia de 38 metros. Brecha *Churruca* superior, de composición calcárea con clastos de caliza de 24 metros de potencia.

Nivel "B", Caliza de coloración blanquecino a grisáceo, estas calizas presentan una textura homogénea con una potencia de 12 metros. Brecha *Churruca* inferior compuesta de matriz calcárea y fragmentos de caliza de 19 metros de potencia.

Nivel "C". Caliza de coloración gris clara con tonalidad de azul plomizo con una potencia de 12 metros. Basalto Montero de una tonalidad verde olivo con una potencia de 17 metros.

Nivel "D". Estratos de lutitas con margas y unas intercalaciones de areniscas calcáreas de color gris violeta con un espesor de 62 a 108 metros. Caliza dolomítica de color azul plomizo (Laura Superior), está compuesto con partes de fósiles y pequeñas concreciones de sílice de 18 metros de potencia. Traquita SacracanCHA

roca de coloración gris oscuro con marcaciones de flujo con una potencia de 5 metros. Caliza dolomítica con intercalaciones de arenisca y lutitas (Laura inferior), presenta lentes de sílice y fragmentos de fósiles tienen una potencia de 87 metros.

Nivel "E". Estrato de arenisca, con una granulación de medio a grueso y nódulos de sílice con intercalaciones de lutita, en la parte media se encuentra un estrato de dolomita con una potencia de 3 metros, este horizonte tiene un espesor de 26 metros.

Nivel "F". Caliza dolomítica de coloración gris claro a blanco con una textura fina, nódulos de sílice y fragmentos de corales, con una potencia de 64 metros. Además, capas rojas Potosí, lutitas rojas arenosas. En la parte central existe una capa de 2 metros de espesor de un conglomerado fino que presenta fragmentos subangulosos de caliza; potencia; 24 metros. (9)

El complejo Anhidrita se localiza en la parte inferior de las calizas Pucará, está conformado por lutitas, yeso y calizas que están sobre los volcánicos Catalina, el yeso es el más predominante que está por encima de la anhidrita con una potencia de 15 metros.

D) Grupo *Goyllarisquizga* (Cretácico Inferior).

El grupo *Goyllarisquizga* está conformado por estratos de conglomerados, areniscas y lutitas rojas en concordancia encima de los estratos de la caliza Pucará, también está compuesto por estratos de cuarcita con una potencia de 6 a 15 metros y estratos de caliza gris con intercalaciones de lavas o diques. Al norte de Morococha se conocen hasta doce estratificaciones con un espesor que varían de 3 a 61 metros y en la zona sur solo se conocen tres estratos con una potencia de 5 a 15 metros. Este grupo tiene un cambio de tonalidades, de color de gris azulado pasa a tener un color gris oscuro, tiene una potencia que varía de 396 a 469 metros.

Originalmente, el grupo *Goyllarisquizga* fue llamado arenisca *Goyllarisquizga - Jatunhuasi* (D. H. McLaughlin, 1924), luego W. F. Jenks (1951) cambió el nombre

a formación *Goyllarisquizga* y últimamente J.J. Wilson (1963) propuso el nombre de Grupo *Goyllarisquizga* para todas las rocas cretácicas que están bajo la caliza albiana (caliza Machay). La edad del grupo corresponde al Cretáceo Inferior. (10)

E) Grupo Machay (Cretácico superior).

La roca de grupo Machay se compone de caliza gris azulada con presencia de fósiles en la zona baja de la estratificación, seguido de caliza gris clara con intercalaciones de caliza fosfatada, margosa y carbonosa, en la parte superior se encuentran estratos de lutitas negras que contienen pelecípodos.

Los estratos de la caliza Machay tiene una potencia de 445 metros y en la parte oeste del distrito de Morococha colinda con estratos de color rojo.

F) Intrusivos (Terciario).

Los Intrusivos son las rocas primitivas de la zona que lo conforman los volcánicos Catalina, las andesitas y dacitas, los diques y flujos volcánicos. Se encuentran interestratificados con los estratos del Jurásico y Cretáceo, la actividad de los intrusivos se aconteció a finales de Terciario con la presencia de la diorita Anticona, pórfido cuarcífero y la monzonita cuarcífera.

G) Diorita Anticona

La diorita Anticona está en la parte oeste y noroeste de Morococha, tiene una textura porfírica y color de verde oscuro a gris, en la diorita atraviesan diques de monzonita cuarcífera, que fueron posteriores a la intrusión de la diorita Anticona.

En la zona norte, la diorita está en contacto con la caliza Pucará y al oeste con estratos de un entorno oxidante (capas rojas). La diorita contiene vetas con una mineralización de plata, plomo y con un escaso porcentaje de cobre.

H) Monzonita Cuarcífera.

La roca intrusiva monzonita cuarcífera se ubica en la parte central de la zona, llamada intrusiva Morocha, estas fueron identificadas como San Francisco, en el

centro; Potosí, al noreste; Gertrudis, al norte; y Yantac, al sur. Estas intrusiones son de forma irregular y muestran diques de gran cantidad. La monzonita cuarcífera atraviesa las rocas volcánicas, la roca diorita Anticona y las rocas caliza Pucará, las cuales fueron alteradas fuertemente.

La monzonita cuarcífera presenta textura porfirítica de color gris claro, grandes cristales de ortoclasa de grano grueso.

I) Pórfido Cuarcífero.

El pórfido cuarcífero es la última intrusión y dique reconocido en la parte central de Morococha, el cual atraviesa a la intrusión de San Francisco. El pórfido está compuesto por fenocristales de cuarzo en una matriz de sericita cuarzo y plagioclasas alteradas. El pórfido cuarcífero es muy importante por estar vinculado con la mineralización de cobre esto lo distingue de las demás intrusiones.

2.3.2. Mineralización

Los distintos tipos de rocas y los procesos geológicos ocurridos en la zona favorecieron notablemente a la formación de los depósitos de mineral extensamente en Morococha.

En la última etapa del plegamiento sucedió el proceso de mineralización, mezclas mineralizantes generados entre los contactos, ocuparon la zona dando espacio a la formación de cuerpos, vetas, mantos, mantos de reemplazamiento y disseminaciones.

A) Vetas

Las vetas mineralizadas se formaron en toda la extensión de las fracturas de tensión y las fracturas de corte fueron mineralizadas pobremente por tener demasiado panizo, en ocasiones presentan grandes acumulaciones de mineral en las fallas, una de estas fallas es *Huachuamachay*.

Las formaciones de las vetas en las calizas han sido por reemplazamiento, dichas vetas son de poca longitud y pocos profundos, su mineralización y potencia son irregulares cuando están cerca al contacto con la monzonita cuarcífera.

En la roca volcánicos Catalina, las vetas fueron formadas favorablemente con una mineralización uniforme de gran longitud y profundidad. La formación de vetas en la monzonita cuarcífera es de poca longitud y no son muy profundos.

B) Mantos y cuerpos

La formación de los mantos y cuerpos están al oeste del anticlinal con la caliza Pucará, estos estratos están marmolizados con algunos horizontes de silicatos. La mineralización que sigue la estratificación es escasa, a diferencia de los cuerpos que siguen la estratificación cortándolos. El manto Ombla de mineralización piritosa tiene una longitud más o menos 850 metros con un buzamiento de 45°, manto Gertrudis que se encuentra al techo del manto Ombla tiene una longitud de más o menos 200 metros.

Otro manto importante está conformado por Italia y Victoria, emplazados en calizas, constituido por horizontes mineralizados que varían entre 2 y 25 metros de potencia. Este manto está siendo trabajado intensamente entre las cotas 4,375 y 4,460, estudios recientes muestran un zoneamiento vertical, por encima de la cota 4,375. La mineralización está constituida por plomo-zinc y por debajo un ensamble de Cu con abundante presencia de magnetita-pirita, en la horizontal se muestra una mayor presencia de plomo-zinc con algo de plata hacia la parte central y norte y minerales de cobre hacia la parte sur, ambos ligados a una abundante mineralización de pirita-pirrotita. Se dio lugar a la formación de mantos pequeños, como ramaleo de las vetas formándose pequeños remplazamientos entre los estratos.

C) Cuerpos Mineralizados

La mineralización de los cuerpos es producto de los contactos del intrusivo San Francisco con la caliza Pucará, los cuerpos presentan alteraciones de silicatos

hidratados. La mineralización es producto del reemplazamiento en la caliza Pucará, la cual es irregular y en la parte masiva la diseminación se presenta en granos y manchas, en otros cuerpos encontrados la mineralización es débil al igual que en la monzonita.

D) Diseminaciones

La diseminación de Morococha es de cobre porfirítico que está relacionado con el pórfido cuprífero de Toromocho. La diseminación en la zona es de molibdeno y plata con leyes bajas, también se puede observar vetillas (stockwork) con presencia de cobre y plata con un porcentaje mejor de molibdeno, en algunas ocasiones presenta diseminación de gran tamaño es en las zonas de contacto.

2.3.3. Geología estructural

La geología estructural de Morococha fue controlada por fracturas de tensión, las fracturas de cizalla y el friccionamiento de diferentes tipos de rocas, todas estas conformaciones encaminaron la mineralización de la zona. En las fracturas de tensión y las fracturas de falla se formaron vetas en las diferentes capas de rocas, la falla Gertrudis fue un conductor de la mineralización lo que dio origen de cuerpos y reemplazamiento de mantos en la caliza Pucará. En las zonas de contacto de la roca monzonita y la caliza con alteración silicificada también dieron lugar a la formación de cuerpos irregulares de cobre y entre los contactos de los volcánicos Catalina con la monzonita o con la caliza Pucará se formaron cuerpos mineralizados mayormente de pirita.

2.3.4. Control litológico

Las distintas formaciones de rocas han dado lugar a diversos tipos de acumulación de minerales, en la parte de los volcánicos se dio una formaron de vetas definidas y profundas, mientras que en la monzonita vetas son de poca longitud y pocas profundas y vetas cortas y pocas profundas en los estratos de las calizas marmolizadas y algo silicatadas.

Estas vetas son muy irregulares en ancho debido a un reemplazamiento desigual de las cajas y tienen tendencia a formar estructuras en cola de caballo cerca a los contactos con intrusivos. En este tipo de caliza, también se han formado mantos y cuerpos irregulares por reemplazamiento. En las calizas silicatadas hidratadas alrededor de los stocks San Francisco y Gertrudis se han formado cuerpos mineralizados de contacto. (11)

2.4. Optimización del minado en la veta 11

2.4.1. Condiciones geológicas

El distrito minero de Morococha se encuentra en un área de relieve topográfico abrupto, con elevaciones entre los 4,400 y 5,000 m s. n. m., el pico más alto tiene una elevación de 5,480 m s. n. m. Los valles tienen forma de "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas tales como las Lagunas de *Huacracochoa* y *Huascacochoa*; estrías y depósitos morrénicos son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona. El rasgo geológico-estructural más importante del área de Morococha es un anticlinal complejo de rumbo NW-SE y cuyo eje tiene una inclinación de 10°-15° al NW. Este anticlinal, que localmente se denomina anticlinal Morococha, forma la parte norte de una estructura regional mayor, que es el domo de Yauli. Este domo se extiende desde San Cristóbal hasta Morococha, a través del pueblo de Yauli de donde toma su nombre. En el distrito minero de Morococha afloran principalmente rocas volcánico-sedimentarias e ígneas de edad Paleozoica y Mesozoica (ver figuras N°2.1 y 2.2). Localmente en la unidad minera Morococha, mina Manuelita, aflora el grupo Mitu representado por los volcánicos Catalina (Formación Yauli), los cuales están considerados como la fase volcánica de dicho grupo y en la cual se encuentra emplazada la veta 11. En la zona sur (área de Cajoncillo) afloran estos volcánicos que es el centro anticlinal, estos volcánicos profundizan hasta el nivel 1700 (túnel Kingsmill).

Los volcánicos andesita y dacita de color gris verdoso se localiza en una zona más profunda, mientras que los aglomerados, tufos y brechas volcánicas se encuentran en la parte superior. Las vetas son bien delimitadas con un rumbo de N 55°-70°E, en dichas vetas se presentan minerales como la plata, plomo, y zinc. Los

volcánicos Catalina tiene una profundidad estimada de 760 metros según D.H. Mc Laughlin (1924), y para A. J. Terrones (1949) es de 300 metros la profundidad estimada.

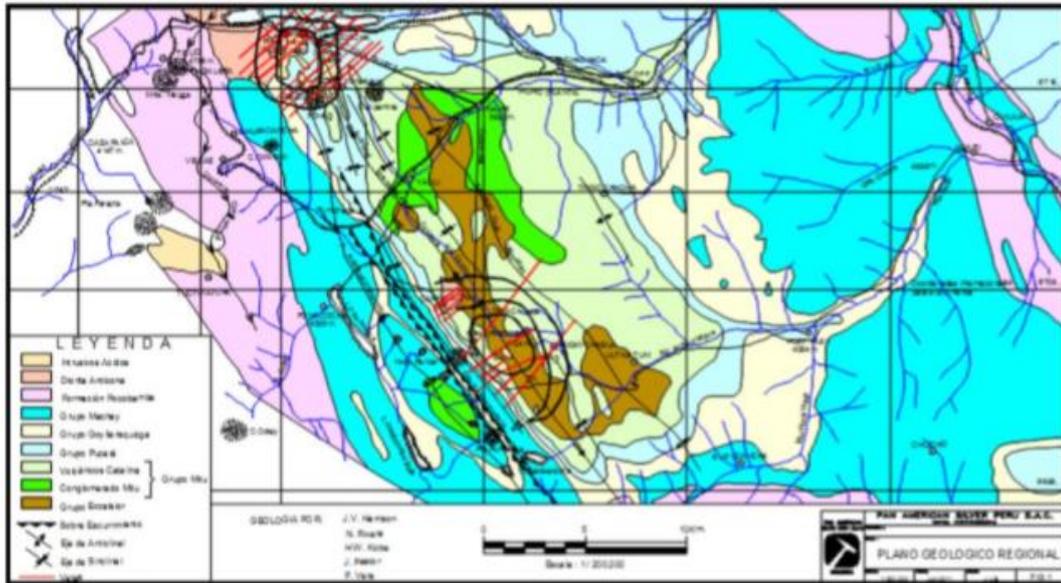


Figura 3. Geología regional de la zona de estudio
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

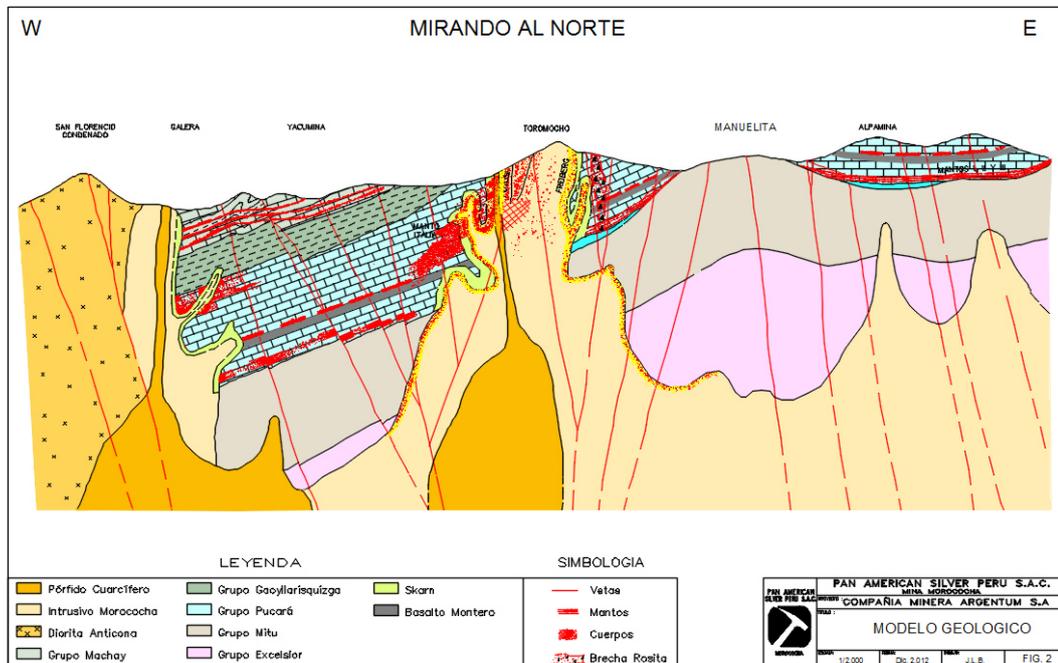


Figura 4. Perfil geológico inferido en el eje de influencia de la unidad minera Morococha
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

La veta 11 presenta un rumbo predominante N20°-30°E, buzamiento de 70°-80°SE y un ancho variable entre 0.8 a 1.2 m, contiene minerales de plomo, plata, cobre y zinc. Las inyecciones mineralizantes han sido predominantemente hidrotermal.

Durante el estudio, se determinaron las características de las discontinuidades en base a estaciones de medición de líneas de detalle, tanto en la galería como en el subnivel. Estas características comprendieron la identificación de las familias de fracturas principales y secundarias, así como los parámetros de persistencia, espaciamiento entre fracturas, rugosidad, ondulación, abertura y relleno. Paralelamente se elaboró por intermedio del departamento de Geomecánica de la mina el plano geomecánico de la galería 011E.

Los sistemas de fracturas principales son las siguientes:

- N85°E/65°NW
- N10°E/84°NW
- N75°E/69°SE
- N32°W/73°S

Las fracturas se presentan con espaciamientos de 0.1 a 0.3 m, persistencia mayor a 3.0 m, cerradas a ligeramente abiertas con recubrimiento de epidota y sericita, ligeramente onduladas y ligeramente rugosas, salvo la zona de falsa caja que presenta relleno argílico y superficies pulidas y estriada

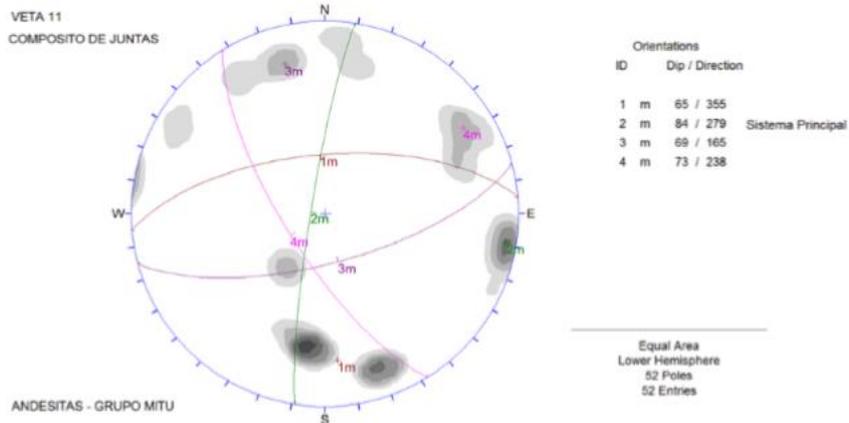


Figura 5. Proyección estereográfica de los principales sistemas de fracturas de la veta 11, en el nivel 510
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

El sistema de fractura principal se encuentra sub-paralelo a la orientación de la Veta 11, así como el sistema de fractura secundaria que se encuentra subparalela a la orientación de la pseudo - estratificación de las capas de lavas andesíticas.

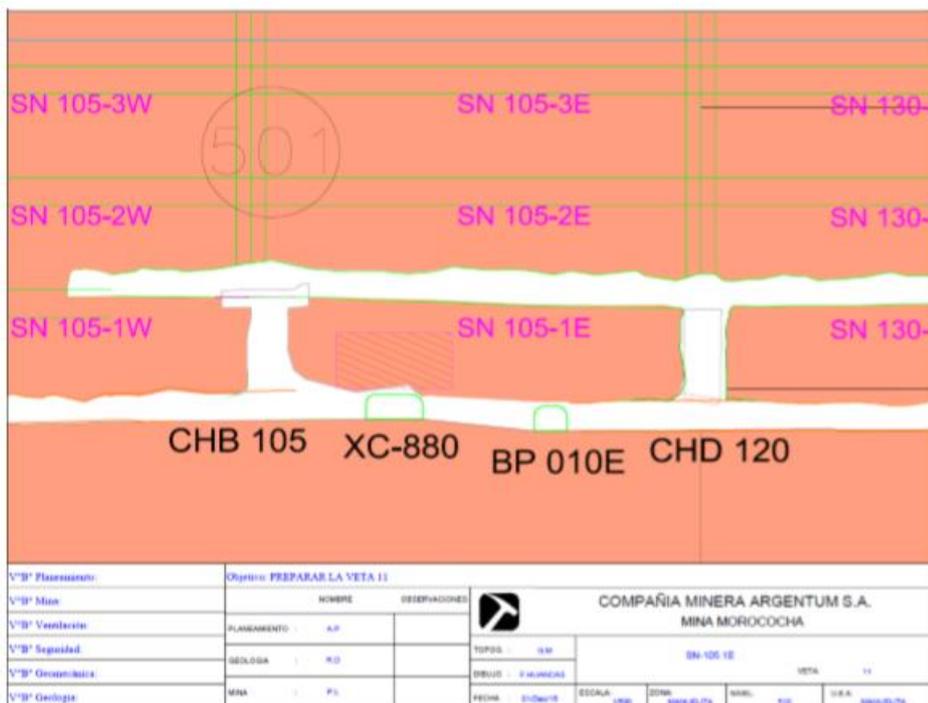


Figura 6. Vista de perfil del subnivel 105.1E - veta 11 - Nivel 510
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

2.4.2. Características geomecánicas de la veta 11

La veta 11 se encuentra emplazada en rocas volcánicas de composición andesítica con una orientación N20°-30°E y buzamiento entre 70° a 80°SE con anchos que varían de 0.8 a 1.2 m, por lo que el ancho de abertura de los subniveles deberá ser mínimo de 2.4 m para el uso de la máquina que se encargará de perforar los taladros largos. Con este ancho de subnivel estaría considerada también la falsa caja para que las paredes del subnivel se encuentren exclusivamente en cajas competentes (moderadamente fracturada, buena a regular (F/B-R)).

Actualmente, el ancho del subnivel varía entre 1.6 a 1.8 m (ver figura N°5.2), por lo que se recomienda ensanchar el subnivel. Se visitó la galería 011E y el subnivel 105.1E en el nivel 510, sobre la veta 11 de mina Manuelita (ver fotografías N°1, 2, 3 y 4). La veta se presenta muy fracturada, regular (MF/R) con un RQD de 25 a 35 y espaciamiento de fracturas de 5 a 10 cm, las fracturas se presentan abiertas con relleno de sericita, clorita y epidota. Índice $Q' = 0.8$, Índice $RMR' = 45$, con tramos muy fracturado, pobre a intensamente fracturado, pobre (MF-IF/P) con un RQD menor a 25 y se indenta superficialmente con la picota. Índice $Q' = 0.1-0.5$, Índice $RMR' = 30-40$. (Ver figuras 3.1, 3.2 y 3.3). Las cajas piso y techo se presentan moderadamente fracturadas, regular a buena (F/BR), resistentes a muy resistentes (80 - 120 MPa) con un RQD de 50 - 70.

Las fracturas de las cajas presentan un espaciamiento de 0.06 a 0.2 m con una persistencia de 1.0 a 3.0 m, ligeramente onduladas y ligeramente rugosas, cerradas a ligeramente abiertas (1 a 2mm) con relleno de calcita, sericita y oxidación en las paredes de las fracturas, frescas a levemente alteradas, secas. El índice Q' varía entre 5.0 a 10.0 y el índice RMR' varía entre 60 a 70. Asimismo, se observó falsas cajas en el contacto de la veta con la caja techo con un espesor de 0.2 a 0.3 m, intensamente fracturadas, muy pobre (IF/MP) con relleno de panizo y fallas locales que intersectan la veta en el subnivel originando tramos con mayor grado de fracturamiento.

La presencia de las falsas cajas y tramos de veta intensamente fracturada, pobre (IF/P) ha originado que se requiera de sostenimiento consistente en ganchos cabeza de toro con redondos y tabloncillos de madera a manera de guardacabezas y encribado cuando el techo de los subniveles y la galería se han sobre excavado, por lo que la excavación de los taladros largos deberá ser del subnivel superior hacia el subnivel inferior (perforación hacia abajo).

Se seleccionaron bloques de roca de la caja techo, caja piso y veta en la galería 011E, nivel 510, para realizar los respectivos ensayos de mecánica de rocas y determinar las propiedades físicas, elásticas y de resistencia de la roca intacta con el objetivo de definir la optimización del sistema de minado de la veta 11. En el ítem. 3.3 se muestra los resultados de los ensayos de mecánica de rocas.

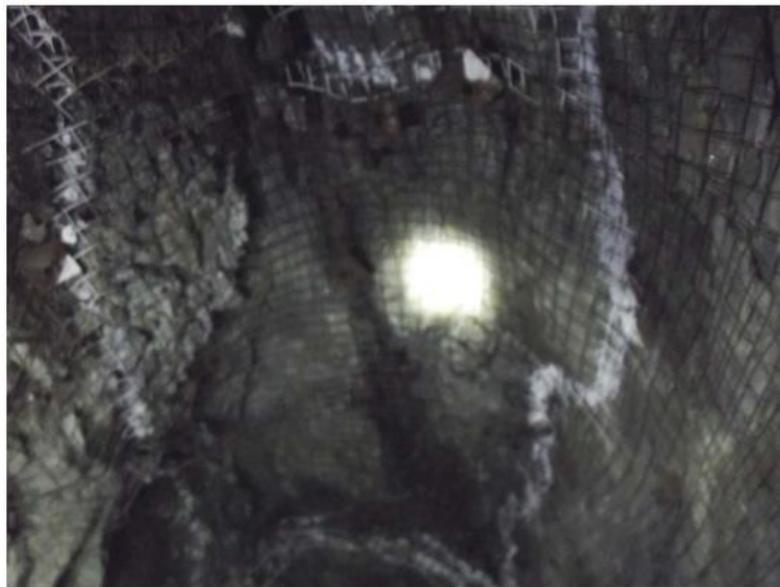


Figura 7. Vista de galería 011E sobre la veta 11 Nivel 510

Las cajas se han excavado en rocas andesíticas moderadamente fracturadas, regular a buena (F/B-R) y la veta se encuentra muy fracturada, regular (MF/R) con presencia de falsa caja. Se observa un tramo



Figura 8. Vista de la galería 011E sobre la veta 11, Nivel 510

Las cajas se encuentran moderadamente fracturadas, regular a buena (F/B-R) y la veta se encuentra muy fracturada, regular (MF/R) con presencia de falsa caja.

Se observa un tramo con sostenimiento consistente en ganchos cabeza de toro con redondos y guardacabezas a nivel de bóveda.



Figura 9. Vista del subnivel 105.1E sobre la veta 11, Nivel 510

Se observa un sostenimiento consistente en pernos y malla en bóveda y empernado sistemático cada 1.5 m en cajas.



Figura 10. Vista del subnivel 105.1E, sobre la veta 11, Nivel 510.

Se observa la zona de falsa caja hacia la caja techo con presencia de superficie estriada y pulida con argilización.

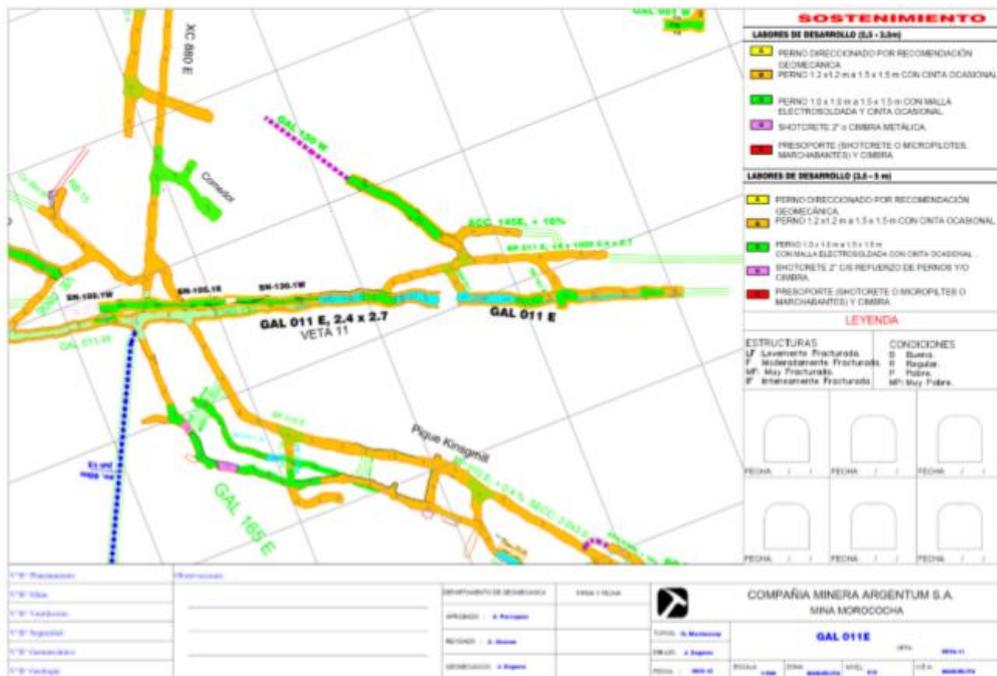


Figura 11. Plano geomecánico de la galería 011E, Nivel 510, veta 11 – U.E.A. Manuelita Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

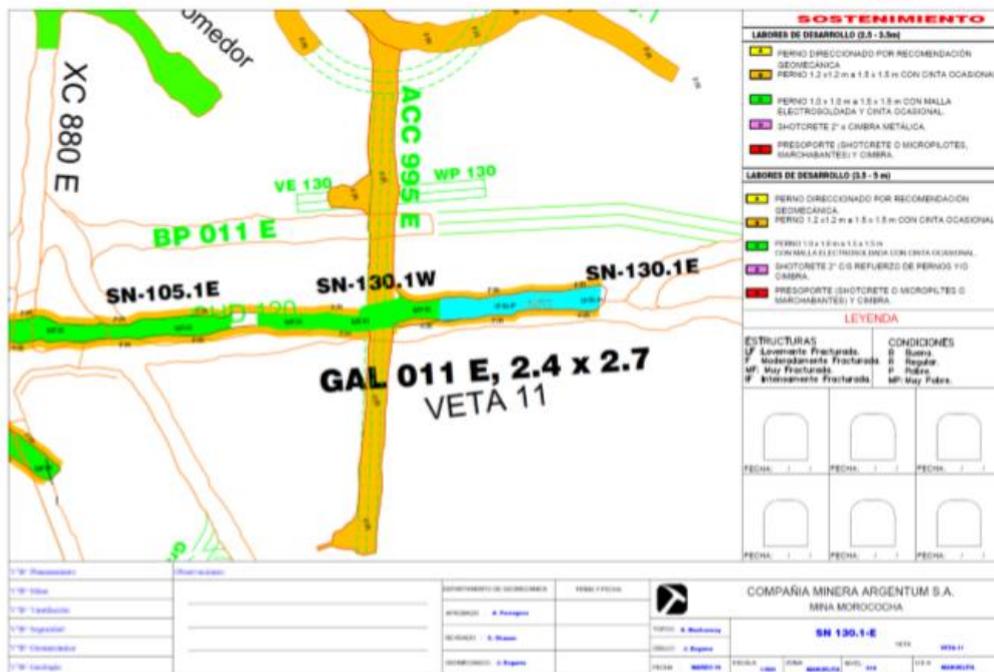


Figura 12. Plano geomecánica del SN 105.1E, SN 130.1W, SN 130.1E, veta11 – U.E.A. Manuelita
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

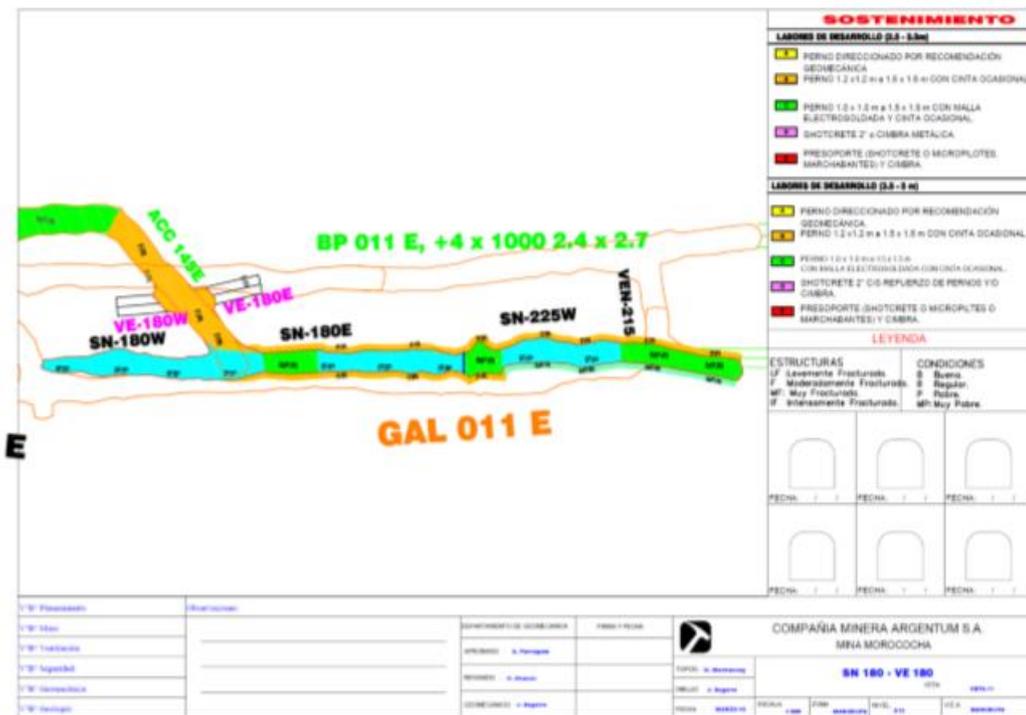


Figura 13. Plano geomecánico de SN 180W, SN 180E, SN 225W, veta11 – U.E.A. Manuelita
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

En el anexo C se incluyen los registros lineales de cada una de las mediciones ejecutadas por el departamento de geomecánica de la Unidad Minera Morococha.

2.4.3. Resultados de los ensayos de mecánica de rocas

Para los ensayos de mecánica de rocas se extrajeron bloques de roca de la veta, caja techo y caja piso, de las cuales se extrajeron testigos de roca para ensayos de propiedades físicas, elásticas, resistencia a la compresión, resistencia a la tracción y ensayos de corte directo con el objetivo de determinar la cohesión y ángulo de fricción en las fracturas. Los resultados de los ensayos de resistencia a la compresión han sido ajustados para la determinación de los esfuerzos mediante el programa *Rockdata*, ya que los bloques fueron extraídos de las paredes de la excavación, los mismos que se encuentran afectados por la voladura. A continuación, se muestran los resultados de los ensayos ejecutados en el laboratorio de mecánica de rocas de la PUCP:

Tabla 3. Resultados de los ensayos realizados

– Ensayos de Propiedades Físicas

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Densidad Seca (gr/cm ³)	2.820	3.546	2.713
Densidad Saturada (gr/cm ³)	2.838	3.578	2.731
Porosidad Aparente (%)	1.806	3.164	1.765
Absorción (%)	0.640	0.936	0.650

– Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Resistencia a la Compresión (MPa)	74.20	43.14	134.23

– Ensayos de Resistencia a la Tracción Indirecta

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Resistencia a la Tracción (MPa)	8.16	8.86	8.43

– Ensayos de Propiedades Elásticas

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Modulo de Young (E) GPa	5.45		6.57
Relación de Poisson (ν)	0.25		0.23

– Ensayos de Corte Directo

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Angulo de fricción (ϕ)	30.0°	32.1°	35.1°
Cohesión (MPa)	0.137	0.085	0.072

– Ensayos de Compresión Triaxial

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Angulo de fricción (ϕ)	55.53°	--	--
Cohesión (MPa)	14.34	--	--
mi	12.88	--	--

– Ensayos de Carga Puntual

Muestras	CAJA TECHO	VETA	CAJA PISO
Subnivel	Galería 011E, Nivel 510		
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Is(50) - MPa	4.18	--	--
Resistencia (MPa)		--	--

Fuente: Departamento de Geomecánica de compañía minera Argentum S. A.

2.4.4. Bases teóricas del presente estudio

A continuación, se describe la secuencia de implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 para lo cual se presenta una metodología sistemática, en la cual se analiza y se compara variables operacionales y económicas.

Utilizando variables geológicas, geomecánicas, geometalúrgicas y económicas, para la selección e implementación del método de minado, siendo la primera etapa de selección del método de minado mediante el trade off, comparando métodos de

minado similares y evaluados técnica y económica. En segundo lugar, se evaluó los costos operacionales del método de minado a implementar y determinar los índices de productividad del ciclo de minado. Finalmente, se realizó una evaluación técnica financiera del plan de minado 2018 y 2019, para definir la mejora en el valor presente neto del método de minado implementado.

2.4.5. Selección del método de minado veta 11

Para seleccionar el método de minado en la veta 11, se realizó en base a las características geológicas y geomecánicas de la estructura mineraliza y las cajas techo y piso.

Tabla 4. Selección del método de minado - propiedades geológicas de la veta 11

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" value="1"/>
Estrecho	E	(3 – 10 m)	<input type="text"/>
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"/>
Inclinado	IN	(> 55°)	<input type="text" value="1"/>
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"/>
Profundo	P	(> 600m)	<input type="text" value="1"/>

Tabla 5. Selección del método de minado - propiedades geomecánicas de la veta 11

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS				ZONA MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO
1.- RMR						
		RMR				
Muy Débil	MD	0 - 20				
Débil	D	20 - 40		<u>1</u>		
Moderado	M	40 - 60				
Fuerte	F	60 - 80	<u>1</u>		<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)				

2.4.6. Trade off del método de minado veta 11

Una vez definido las alternativas propuestas, se realizará una evaluación económica de cada método de minado considerando los costos operacionales de cada método, variables operacionales como leyes de corte, recuperación y dilución y variables comerciales. Esta información se puede realizar mediante herramientas de gestión minera como el benchmarking interno o externo. Finalmente, se generó los márgenes operativos de los métodos de minado y así seleccionar el método de minado adecuado como es el nuestro caso el método de minado Sublevel stoping.

Tabla 6. Selección del método de minado - Trade Off de la veta 11

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO				
ITEM	Unid	Cut and Fill	Bench and Fill	Sub level Stoping
Producción	tpd	2,000	2,000	2,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	176,091	176,091	176,091
Ag	Gr/t	178.44	178.44	178.44
Cu	%	0.19	0.19	0.19
Pb	%	1.38	1.38	1.38
Zn	%	3.13	3.13	3.13
ZnEq	%	180.02	180.02	180.02
NSR	US\$/t	2,120	2,120	2,120
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	50	45	73
Planta	US\$/t	5.80	5.80	5.80
Administración	US\$/t	3.20	3.20	3.20
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	59	54	82
Ley Corte Eq_Zn %	%	2.650	3.680	2.430
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
Recursos	t	552,284	552,284	552,284
Ag	Gr/t	210.96	210.96	210.96
Cu	%	0.23	0.23	0.23
Pb	%	1.53	1.53	1.53
Zn	%	3.09	3.09	3.09
ZnEq %	%	212.70	212.70	212.70
NSR	US\$/t	2,505	2,505	2,505
JBE				
Recuperación	%	88	88	78
Dilución JBE	%	12	14	14
Reservas Minables (*)	t	544,331	554,051	491,091
Ag	Gr/t	188.357	185.053	185.053
Cu	%	0.205	0.202	0.202
Pb	%	1.366	1.342	1.342
Zn	%	2.759	2.711	2.711
ZnEq %	%	189.912	188.270	188.270
NSR	US\$/t	2,236	2,197	2,197
Costo Total	US\$/t	59	54	82
Margen	US\$/t	2,177.4	2,143.2	2,115.2
Utilidad Bruta	US\$ MM	1,185	1,187	1,039
Diferencias				
Margen	US\$/t	-	34	62
Utilidad Bruta	US\$ MM	-	-2	146

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

2.4.7. Ciclo de minado del método Sublevel stoping

Las características del ciclo de minado en la veta 11, mediante el método de minado seleccionado, Sublevel stoping se describe a continuación:

a) Perforación

El equipo de perforación es un Muki LHP, el cual es un Jumbo electrohidráulico para perforación de taladros largos, con brazo pendular que permite realizar movimientos precisos y suaves para la perforación de taladros paralelos.

Su viga serie 2,500, con 2 Stingers proporciona la mejor estabilidad para reducir la desviación.



Figura 14. Equipo de perforación Muki LHP, veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

La sección mínima del subnivel será de 3 m de ancho y 3.5 m de alto. El subnivel contará con refugios para el operador del *scoop* a control remoto cada 25 m con sección de 2 m de ancho y 2 m de alto y 1.5 m de largo. Su ubicación será de acuerdo a la ubicación de la cabina del *scoop*.

El sostenimiento del subnivel de las cajas y corona será en función a la recomendación geomecánica.

El subnivel superior de perforación debe instalarse las “colas de chanco” para asegurarse el cable de acero y este debe unir la caja techo y la caja piso a una altura de 1.5 m. este será usado por el operador y ayudante del equipo de taladros largos como línea de vida. Es necesario contar con iluminación en los subniveles superior e inferior. Asimismo, contar con planos de perforación según el diseño realizado por el área de planeamiento, donde incluye longitud de taladro, inclinación, ubicación del inicio de cada taladro. Debe haber 3 filas perforadas acumuladas, respecto al área disparada para reducir la exposición a caída de personal.

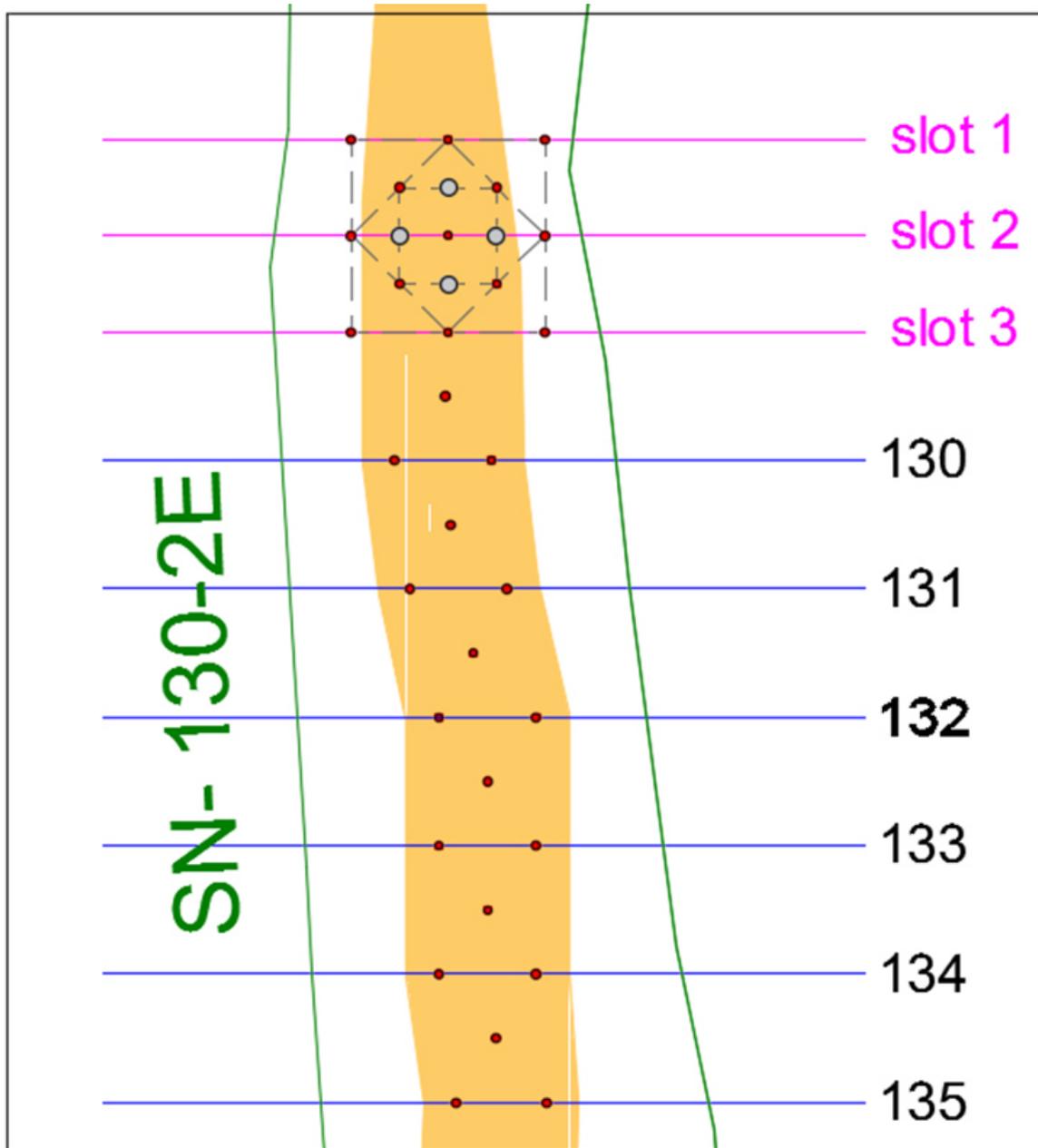


Figura 15. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

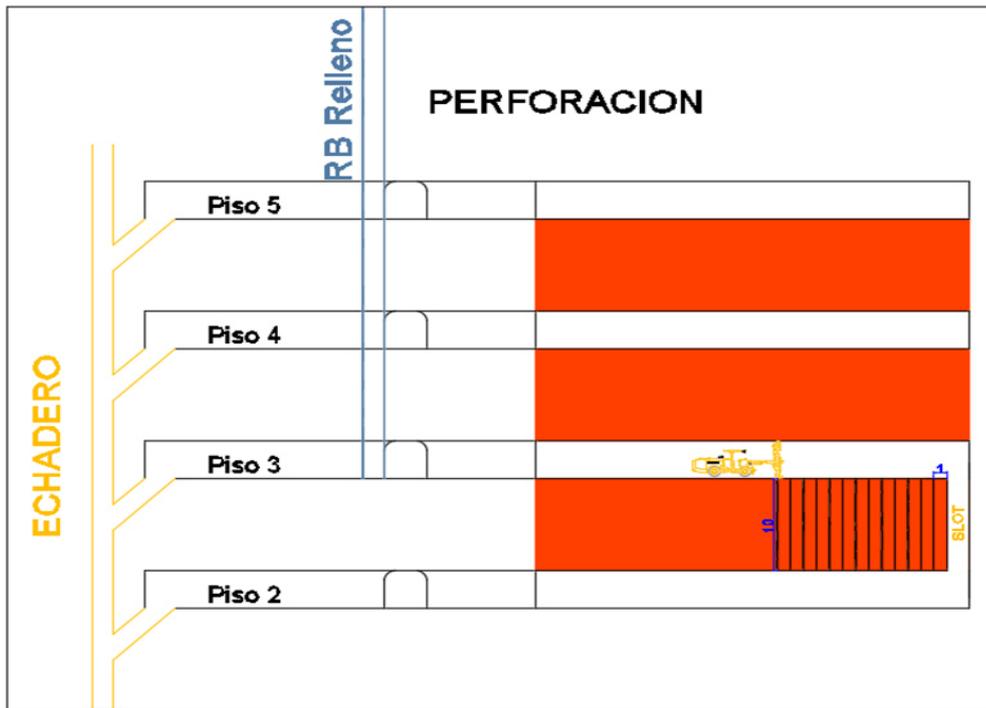


Figura 16. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

La malla de perforación será en función a los factores geológicos y explosivos a usar. Al término de perforación de cada guardia, el acceso hacia el área explotada debe quedar bloqueada con malla electro soldada. La malla de perforación del *Slot* es de 1.5 m. X 1.5 m.

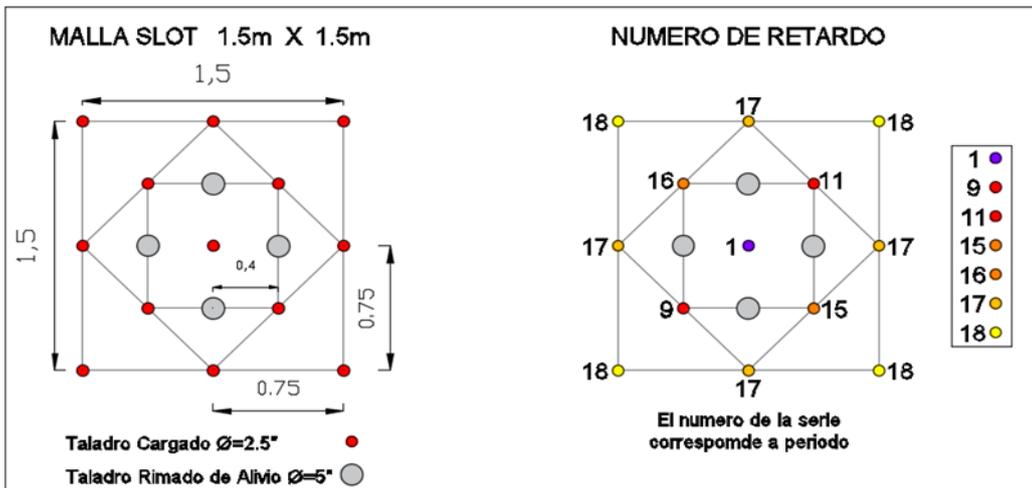


Figura 17. Características del subnivel, veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

b) Voladura

Los explosivos a utilizarse son dinamita 65% X 1 ½" X 12" y anfo. Los accesorios de voladura que se usarán: fulminante antiestático no eléctrico, *pentacord*, mecha rápida y armada de mecha lenta. Los cargadores utilizarán obligatoriamente el arnés de seguridad con doble línea de anclaje, quienes se sujetarán en el cable de acero, previamente instalado.

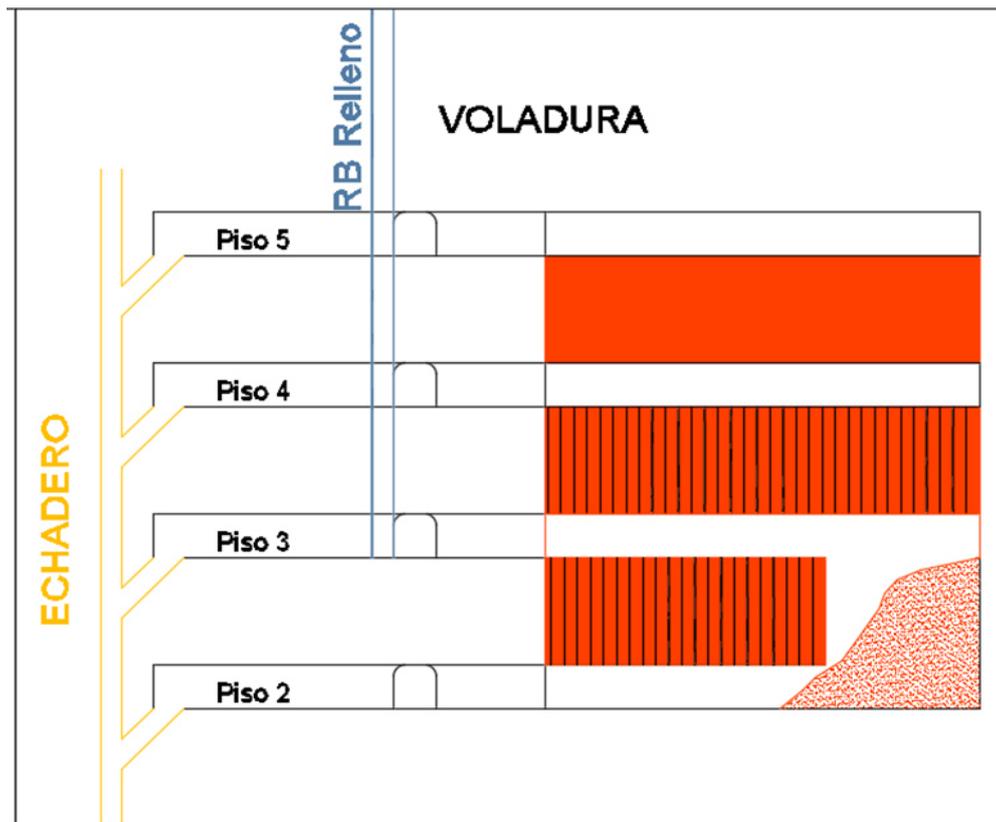


Figura 18. Secuencia de voladura en veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

Preparar el número de cebos previamente en función al número de taladros a disparar, el número de filas pueden ser 1, 2 o 3, dependiendo de las condiciones geológicas del macizo rocoso.

Colocar un tapón en la parte inferior del taladro, luego rellenar 0.7 m. con detritus. Ubicar el cebo 1 a 9 m del taladro y vaciar el anfo hasta 4.5 m, luego colocar en

cebo 2 a 4.5 m y vaciar anfo hasta 1 m. Finalmente, completar con detritus hasta rellenar el taladro.

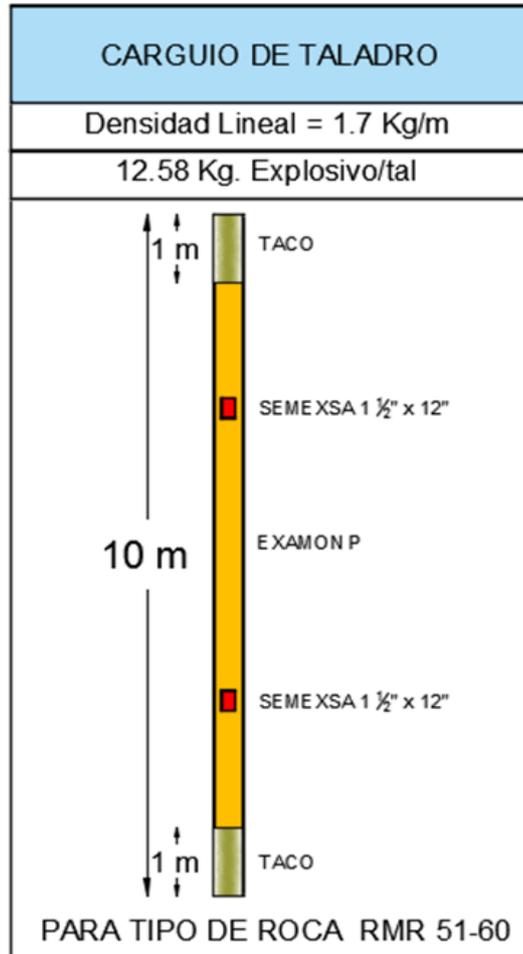


Figura 19. Secuencia de cargado en veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

c) Limpieza

El equipo utilizado es Scoop Sandvik LH203 a control remoto es de 2 Yd³ de capacidad de cuchara.



Figura 20. Scoop Sandvick LH203 de 2Yd3 utilizado en veta11 – U. E. A. Manuelita
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

Debe contar con refugios para ubicación del operador de *scoop* a control remoto. Además, iluminación por el subnivel superior e inferior. La ventilación debe ser suficiente como para mantener la presencia de gases por debajo de los límites máximos permisibles (LMP), CO-25 PPM, CO₂-5000PPM, NO_x-5PPM, O₂-19.5 %. Las emisiones de gases del *scoop* a control remoto debe de estar por debajo de los límites máximos permisibles (CO-500 PPM y NO_x-500PPM).

El *scoop* a control remoto debe verificarse su operatividad antes de iniciar con la limpieza de mineral. El operador se ubicará en el refugio e iniciará el proceso de limpieza con el control remoto, en su retorno con carga cuando el *scoop* este fuera de la zona de explotación, deja el control remoto y subirá al *scoop* para maniobrar manualmente hasta el echadero o cámara de acumulación.

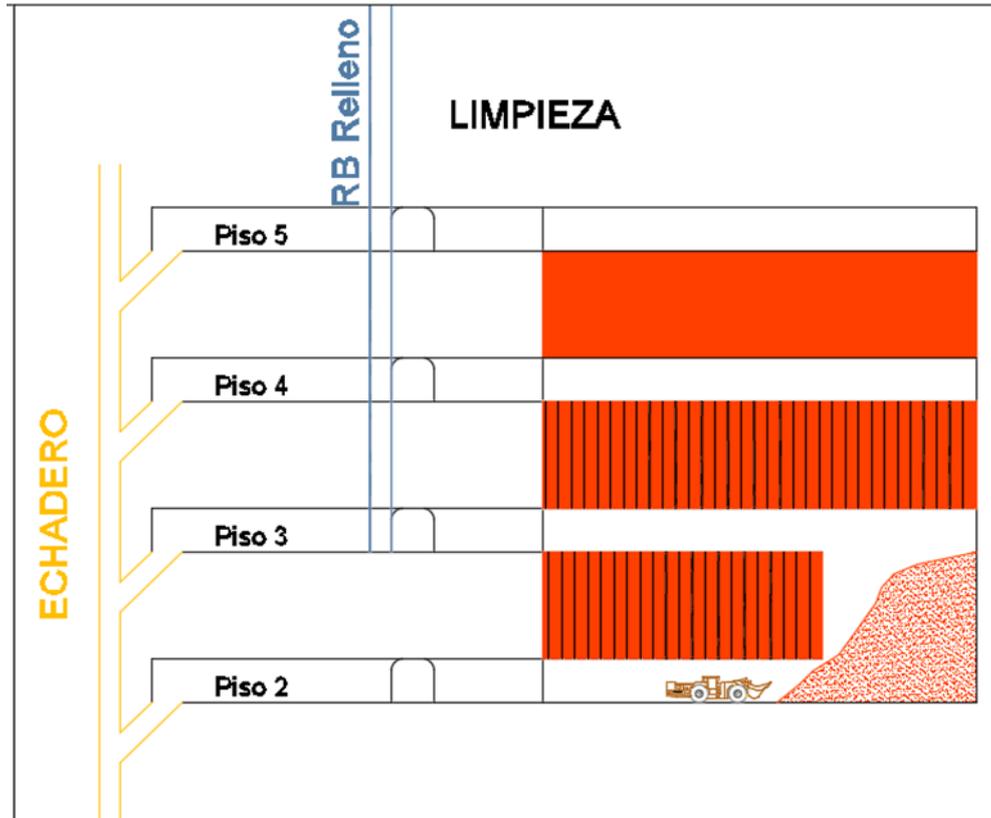


Figura 21. Secuencia de limpieza en Sublevel stoping realizado en veta11 – U. E. A. Manuelita.

Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

d) Relleno

El relleno puede ser detrítico (desmante de labores de avance) o relleno consolidado (mezcla de agregado y cemento). Antes de iniciar el relleno, se colocará un dique con desmante en el subnivel inferior, para controlar el relleno del área explotada.

El relleno se realizará en avanzada por el subnivel superior, colocado previamente un dique en el borde del tajeo para evitar que el *scoop* pase a la zona explotada. El subnivel superior debe contar con iluminación. Debe asegurarse de contar con ventilación forzada.

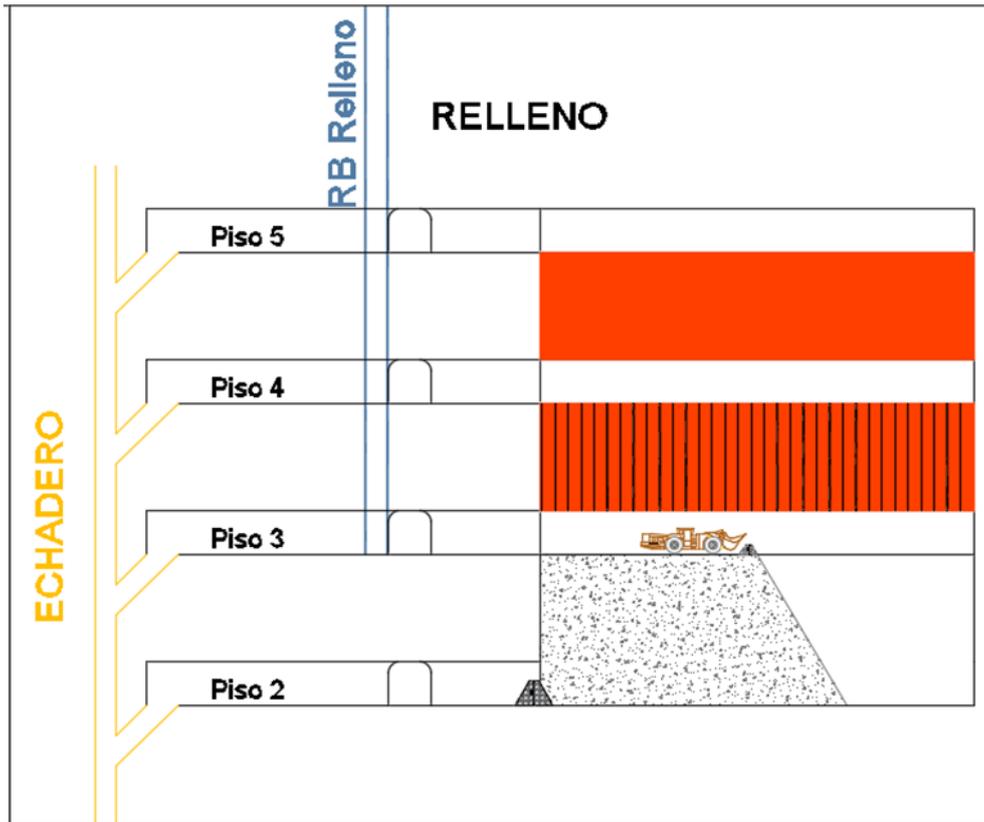


Figura 22. Secuencia de relleno en Sublevel stoping realizado en veta11 – U.E.A. Manuelita.
Fuente: Departamento Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

2.4.8. Costos de minado del método *Sublevel stoping*

Para realizar los costos del ciclo de minado *Sublevel stoping* se tomaron los siguientes datos.

Tabla 7. Parámetros del método de minado *Sublevel stoping* de la veta 11

Long. SN (m)	1026	N° Tal Slot	17
Long. Panel (m)	25	N° Slot	30
Long taladro (m)	10	N° Pilares	35
acho veta (m)	1.2	Total tal. slot	510
Burden (m)	1	Total tal. produccion	1,380
Espaciamiento (m)	0.6	Total Tal. Intermedios	690
Ancho minado (m)	1.6	Total Taladros	2,580
P.e.	3.2	Metros perforados	25,800
Metros (m³)	12,000	TM	38,400

Tabla 8. Costos unitarios de perforación del método de minado Sublevel stoping de la veta 11

Costos de perforación			
Muki LHP	US\$/m	m perforados	US\$
Operador (3)	2.4	25,800	61,920
Ayudante (3)	1.6	25,800	41,280
Mecánico (2)	1.3	25,800	33,540
EPP	0.08	25,800	2,064
Lubricantes y accesorios	0.8	25,800	20,640
Depreciación del equipo	3.5	25,800	90,300
Costos de aceros Muki	1.8	25,800	46,440
			296,184

Tabla 9. Costos unitarios de voladura del método de minado Sublevel stoping de la veta 11

COSTOS DE VOLADURA				
			US\$/unid	US\$
Explosivo	ANFO	19,200	0.77	14,784
Explosivo	Cartucho 1 1/2" x 12"	4,608	1.88	8,663
Accesorios Voladura	Exanel	5,160	1.9	9,804
Mano de Obra				661
				33,912

Tabla 10. Costos unitarios de limpieza del método de minado Sublevel stoping de la veta 11

COSTOS DE LIMPIEZA				
Rendimiento Scoop	Tn/hr	US\$/hr	Total horas	US\$
Rendimiento Scoop Tn/hr	26	40	1477	59,077
Mano de obra				1,022
				60,099

Tabla 11. Costos unitarios de relleno del método de minado Sublevel stoping de la veta 11

COSTOS DE RELLENO				
Rendimiento Scoop	Tn/hr	US\$/hr	Total horas	US\$
Rendimiento Scoop m ³ /hr	16	40	750	30,000
Mano de Obra				1,550
				31,550

El costo total del método de minado *Sublevel stoping* es de \$ 421,744.96 con una producción de 38,400 toneladas, considerando los costos de perforación, voladura, limpieza y relleno, define un costo unitario de 11 \$/t.

Tabla 12. Costo unitario de minado del método de minado *Sublevel stoping* de la veta 11

COSTO DE MINADO TOTAL	US \$
COSTOS DE PERFORACION	296,184.00
COSTOS DE VOLADURA	33,912.04
COSTOS DE LIMPIEZA	60,098.92
COSTOS DE RELLENO	31,550.00
TOTAL	421,744.96

COSTO UNITARIO (US \$/ton)	11
-----------------------------------	-----------

2.4.9. Productividad del ciclo de minado del método *Sublevel stoping*

Se ha definido los distintos niveles de productividad del ciclo de minado, para definir con mayor claridad los rendimientos óptimos entre lo programado y lo ejecutado en el plan minero.

a) Perforación

El equipo de perforación Muki LHP perfora 20 m/h. Se programó perforar unos 4,480 metros al mes. Los metros perforados ejecutados durante un periodo de 12 meses fue de 4,423.5 metros, representando el 99 % de avance real en metros perforados.

Tabla 13. Programa de metros perforados programados y ejecutados del método de minado *Sublevel stoping* de la veta 11

MUKI LHP	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	53,760
EJECUTADO	4,388	4,396	4,389	4,402	4,411	4,435	4,442	4,456	4,452	4,432	4,441	4,438	53,082

b) Voladura

Los metros perforados ejecutados durante un periodo de 12 meses fue de 4,423.5 metros, con un consumo de explosivos de 6,389 kg de Semexa y de 67,276 kg de Examon representando el 99 % de consumo programado.

Tabla 14. Consumo de Examón en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11

EXAMON	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	67,632
EJECUTADO	5,602	5,605	5,592	5,596	5,599	5,594	5,610	5,615	5,618	5,619	5,611	5,615	67,276

Tabla 15. Consumo de Semexa 1 ½" x 12" en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11

SEMEXSA 1 1/2" x 12"	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	6,456
EJECUTADO	530	528	532	531	535	532	536	535	532	534	531	533	6,389

c) Limpieza

Para la limpieza y acarreo de mineral se utiliza un Scoop de 2 Yd³ con un rendimiento óptimo de 150 m y 26 t/h.

Tabla 16. Limpieza de mineral con scoop de 2 yd³ en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11

SCOOP 2 Yd ³	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	78,624
EJECUTADO	5,022	5,780	5,890	5,820	5,720	5,920	5,640	5,760	5,800	5,760	5,860	5,940	68,912

d) Relleno

Para la limpieza se utiliza Scoop de 2 Yd³, lo cual no es óptimo por la distancia que tiene que recorrer para trasladar el material de relleno.

Tabla 17. Transporte de material de relleno con scoop de 2 yd³ en el método de minado Sublevel stoping de la veta 11

SCOOP 2 Yd ³	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	48,384
EJECUTADO	3,950	3,986	3,945	3,941	3,984	3,945	3,956	3,984	3,975	3,985	3,952	3,952	47,555

2.5. Plan de minado compañía minera Argentum S. A.

Para cumplir con el programa de producción y avances en la compañía minera Argentum, se consideró los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita. Se consideró las labores de desarrollo, preparación y exploración, considerando un total de avances de 2,139 m/mes promedio.

2.5.1. Avances plan de minado – compañía minera Argentum S. A.

Se considera el avance de los sectores Codiciada, Alapampa y Manuelita, considerando todas las labores de desarrollo y preparación y exploración para los métodos de minado utilizados en la compañía minera Argentum S. A.

Tabla 18. Resumen de desarrollo en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita- compañía minera Argentum S. A.

Fase	Zona	Veta	Tipo	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018	
Desarrollo	Alapampa	Morro Solar	CH	10		30		40	20	20	20	20	20	20	20	200	
			RA	90	90	90	90	90	90	120	120	165	165	170	170	1,435	
			RB		135					70							205
			CAM	75	90		110	80	30	60	30	30	30			30	595
			BP									20	20			20	100
	Codiciada	Ana Cecilia	RA	15	15	15	15	15	15	15	15						105
			SN	125	125	45	25										320
			ACC	40													40
			CH	20													20
			RA	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	300
			CAM	10	20												30
		Millet	ACC													30	80
			RA											30	30	30	120
			Ramal alianza	GA	15	15	15	15				30				40	180
			RA	45	45	75	75	75	125	95	125	105	105	105	105	100	1,095
			RB			100	100	95									295
			Rosita	XC			60	60	60	60							240
	Manuelita	Don Pedro	GA	25												25	
			RA			30	30	30	15	15	15					135	
			RB							50	50						100
			XC	40													40
			XC	30	30	30	30	30	30	30	30	50	50	50	50	50	440
			RB														60
		Milagros I	ACC	20													20
			BP													20	20
			RA				20	20	20	20	20	20	30	30	30	60	240
BP															20	40	
RB											60					60	
RB												60				60	
Veta 10	RA																
	RB																
	RB																
Veta 11	RA																
	RB																
Total Desarrollo				585	590	515	595	560	500	560	515	455	455	560	515	6,600	

**Tabla 19. Resumen de exploración en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-
compañía minera Argentum S. A.**

Fase	Zona	Veta	Tipo	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018
Exploración	Alapampa	Morro Solar	XC	50	50	50	50	40	40	40	40	40	40			440
		Manuelita	Don Pedro	GA				40	40	40	40	40	40			
	Roma		GA				40	30	30	30	30	30				160
	Rosalvina		GA		40	20	60	60	40		30	30				250
	Veta 10		GA	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40			400
	Veta 11	GA	40	40	40	40	40	40							200	
Total Desarrollo				130	170	150	270	250	190	150	180	180	80	0	0	1,650

**Tabla 20. Resumen de preparación en los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-
compañía minera Argentum S. A.**

Fase	Zona	Veta	Tipo	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018		
Preparación	Alapampa	Morro Solar	SN	195	175	215	270	335	300	190	200	200	155	270	215	2,625		
			ACC	85	105	130	40	30	70	30	55	55	115	50	115	855		
		Kriss	SN		20	35			35	35	35	35					195	
			SN	35		20	30	20									105	
		Ivette	ACC	10	20	20											50	
			SN	40	40	40	20	20	20	40	75	75	105	95	80		680	
		Codiciada	Ana Cecilia	ACC	30	20	10			30	60	20	20				180	
				SN	100	140	90	40	90	50	50	51	51				611	
			Isabel	ACC	20			30										50
				CH	15	30	15	30										90
				RA				40	40									80
				CAM	20	40												60
	Rosita		SN	30	30	40	140	140	200	260	360	360	300	240	260		2,220	
			ACC			25		40	30	30	30	30					155	
			OP	15	15	20											50	
			CAM	40	20												60	
	Manuelita	Millet	SN											120	120	120	420	
			SN	180	150	190	140	170	200	220	150	150	230	205	260		2,365	
		Ramal Alianza	ACC				25	20			40	40					115	
			CH	30	30	30	15	15			15				15		150	
			OP	20								20	20				40	
			CAM	20	20	20	20			15	15	15	15				125	
		Rosita	SN	25	55	60											140	
			ACC			60	90	60	60	15							285	
			BP		15	15	15	15	15								75	
			SN														0	
			SN	40	40	20	30		40	40			60	60	60		460	
	Manuelita	Roma	SN	80	100	140	90	90	140	170	120	120	210	200	240		1,790	
			BP														0	
		Split 11H	SN														0	
			SN	80	80	60	40	40	40								340	
		Veta 10	SN	160	160	160	160	160	160	160	160	150	150				1,320	
		Veta 11	SN	40	40	40	40	40	40	40	80	40	40	40	40	40	520	
Veta 6	SN	70	70	80	60	60	30	30	30	30	60	60	60		640			
		OP		10	10	10	10								40			
Total Preparación				1,400	1,425	1,545	1,350	1,400	1,525	1,460	1,491	1,491	1,460	1,450	1,570	17,421		

2.5.2. Producción de plan de minado – compañía minera Argentum S. A.

Se considera un total producido de los sectores Manuelita, Codiciada y Alapampa de 730,000 toneladas con leyes de Zn@ 3.35 %, Pb@ 1.01 %, Cu@ 0.99 % y Ag@ 134 ppm. Asimismo, se considera un ancho de veta promedio de 1.8 metros y ancho de minado de 2.7 metros. El valor presente total de los tres sectores, durante el 2018 promediaron un valor de \$ 145/t.

Tabla 21. Resumen de producción de los sectores de Alapampa, Codiciada y Manuelita-compañía minera Argentum S. A.

ZONA	VALORES	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL
Alapampa	TMS	21,000	19,500	20,000	21,000	21,000	21,800	23,100	21,300	18,800	21,000	20,500	21,000	250,000
	Ag gr	121	132	121	141	141	123	149	120	153	162	165	159	141
	Cu %	1.39	1.63	1.85	2.63	2.56	1.43	1.92	1.41	1.43	1.84	1.2	1.69	1.75
	Pb %	0.8	1	0.93	0.75	0.63	0.82	0.75	0.57	0.74	0.75	0.71	0.73	0.77
	Zn %	3.66	4.01	3.88	3.03	2.88	3.11	2.94	2.64	3.08	3.43	3.3	3.34	3.28
	A. Veta	1.9	2	1.9	2.1	1.8	1.6	1.6	1.6	1.8	2.1	1.5	1.9	1.82
	A. Minado	2.6	2.8	2.6	2.7	2.5	2.4	2.3	2.5	2.6	2.8	2.2	2.5	2.54
	VPT_	152	170	167	176	171	144	162	131	154	173	157	167	160
Codiciada	TMS	21,500	21,200	24,200	21,500	23,200	20,700	21,100	20,500	20,400	20,000	18,700	18,000	251,000
	Ag gr	95	105	95	102	113	101	88	93	110	122	109	113	104
	Cu %	0.57	0.65	0.63	0.76	0.7	0.76	0.95	0.82	0.9	1.26	1	1.62	0.89
	Pb %	0.81	0.81	0.8	0.81	0.78	0.89	0.84	0.9	0.9	0.92	0.88	0.85	0.85
	Zn %	2.56	2.61	2.7	2.85	2.72	2.87	2.65	2.92	3.02	3.23	2.98	2.55	2.81
	A. Veta	2.1	2.1	2.2	2.3	2.1	2.5	2.3	2.6	2.2	2.1	2.4	2.5	2.3
	A. Minado	3.4	3.4	3.5	3.4	3.2	3.7	3.4	3.8	3.3	3.1	3.3	3.5	3.4
	VPT_	104	111	108	116	116	117	112	116	126	143	127	135	119
Manuelita	TMS	18,000	16,800	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	20,200	21,000	21,000	21,000	21,000	229,000
	Ag gr	179	171	171	175	170	145	153	180	151	155	143	134	161
	Cu %	0.29	0.28	0.3	0.31	0.32	0.26	0.31	0.34	0.28	0.29	0.26	0.25	0.29
	Pb %	1.57	1.52	1.65	1.65	1.45	1.43	1.48	1.53	1.4	1.42	1.34	1.15	1.47
	Zn %	4.37	4.22	4.45	4.43	4.66	4.36	5.06	3.69	3.51	3.65	3.4	3.29	4.09
	A. Veta	1.6	1.6	1.5	1.5	1.5	1.4	1.4	1.5	1.3	1.3	1.1	1.1	1.4
	A. Minado	2.3	2.3	2.2	2.2	2.2	2.2	2.1	2.3	2.2	2.1	2	1.8	2.2
	VPT_	171	165	171	172	171	155	172	160	143	147	137	129	158
TOTAL	TMS	60,500	57,500	62,200	60,500	62,200	60,500	62,200	62,200	62,200	62,200	60,200	60,000	732,400
TOTAL	Ag gr	129	134	125	138	139	122	129	131	138	147	140	137	134
TOTAL	Cu %	0.77	0.87	0.93	1.27	1.22	0.85	1.12	0.87	0.85	1.13	0.81	1.16	0.99
TOTAL	Pb %	1.03	1.08	1.09	1.04	0.92	1.03	0.99	0.99	1.02	1.03	0.98	0.91	1.01
TOTAL	Zn %	3.48	3.56	3.59	3.38	3.34	3.4	3.46	3.07	3.21	3.44	3.24	3.09	3.36
TOTAL	A. Veta	1.9	1.9	1.9	2	1.8	1.8	1.8	1.9	1.8	1.8	1.6	1.8	1.8
TOTAL	A. Minado	2.8	2.9	2.8	2.8	2.8	2.8	2.6	2.9	2.7	2.7	2.5	2.6	2.7
TOTAL	VPT_	141	147	145	154	138	138	148	136	141	155	141	144	144

2.6. Plan de minado U. E. A. Manuelita – veta 11

Para cumplir con el programa de producción y avances, se tiene que desarrollar la siguiente infraestructura para el desarrollo y preparación de la veta 11, se tiene que avanzar 500 metros en *bypass* (Bp. 011), todo este avance se desarrollará en frente ciego, por lo cual es necesario la adquisición de tres ventiladores auxiliares de 20,000 cfm de 12" de presión total a 4,500 m s. n. m.

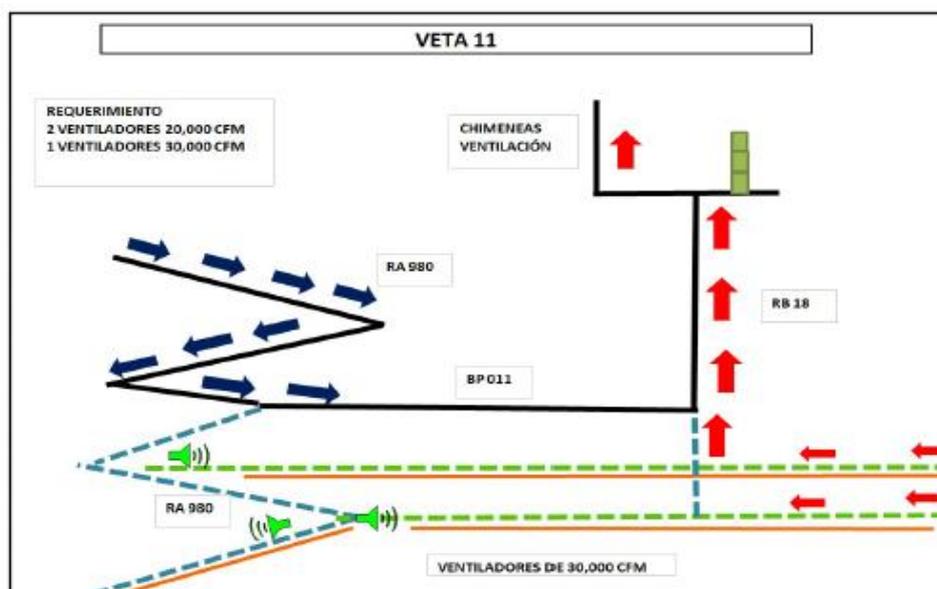


Figura 23. Infraestructura para el desarrollo y preparación en veta11 – U. E. A. Manuelita

2.6.1. Avances U.E.A. Manuelita – veta 11

Se considera el avance del sector Manuelita, considerando todas las labores de desarrollo y preparación y exploración para los métodos de minado utilizados en la compañía minera Argentum, en un total de 7,830 metros.

Tabla 22. Resumen de avance del sector Manuelita-compañía minera Argentum S. A.

Fase	Zona	Veta	Tipo	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018	
Desarrollo	Manuelita	Don Pedro	XC	40												40	
		Milagro I	XC	30	30	30	30	30	30	30	30	30	50	50	50	440	
		Milagros I	RB														60
		Roma	ACC	20													20
	Codiciada	BP													20		20
		Rosalvina	RA				20	20	20	20	20	20	20	30	30	60	240
		BP												20	20		40
Total de Desarrollo				90	30	30	50	50	50	110	50	50	80	120	130	980	
							40	40	40	40	40	40				200	
Exploracion	Manuelita	Don Pedro	GA				40	40	40	40	40	40				160	
		Roma	GA				40	30	30	30	30	30				160	
		Rosalvina	GA		40	20	60	60	40		30	30				250	
		Veta 10	GA	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40			400	
		Veta 11	GA	40	40	40	40	40								200	
Total de Exploracion				80	120	100	220	210	150	110	140	140	40			1,210	
Preparacion	Manuelita	Don Pedro	SN													0	
		Ramal Manu	SN	40	40	20	30		40	40			60	60	60	460	
		Roma	SN	80	100	140	90	90	140	170	120	120	210	200	240	1,790	
		Rosalvina	SN						30	20	50	50		60	60	250	
	Manuelita	Spli 11H	SN	80	80	60	40	40	40								340
		Veta 10	SN	160	160	160	160	160	160	160	150	150					1,320
		Veta 11	SN	40	40	40	40	40	40	40	80	40	40	40	40	40	520
		Veta 6	SN	70	70	80	60	60	60	30	30	30	30	60	60	60	640
		OP			10	10	10	10								40	
Total Ppreparacion			490	500	510	430	400	480	500	440	440	420	520	520	5,640		
Total			660	650	640	700	660	680	720	690	690	540	650	650	7,830		

2.6.2. Producción U.E.A. Manuelita – veta 11

Se considera un total producido del sector Manuelita de 229,000 toneladas con leyes de Zn@ 4.09 %, Pb@ 1.47 %, Cu@ 0.29 % y Ag@ 161 ppm. Asimismo, se considera un ancho de veta promedio de 1.4 metros y ancho de minado de 2.2 metros. El valor presente total de las diferentes estructuras mineralizadas, durante el 2018 promediaron un valor de \$ 158/t.

Tabla 23. Resumen de producción del sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

Zona	Estructura	Metodo	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total
Manuelita	Carolina	SLS	1,900	1,900	0	0	2,000	250	2,000	0	0	0	0	0	8,050
	Total Carolina		1,900	1,900	0	0	2,000	250	2,000	0	0	0	0	0	8,050
	Don Pedro	Avance	0	0	0	0	0	0	0	0	900	250	200	500	1,850
		SLS	0	0	0	0	0	0	0	800	800	250	700	1,150	3,700
	Total Don Pedro		0	800	1,700	500	900	1,650	5,550						
	Ramal Manuelita	Avance	450	450	450	0	0	500	450	450	750	450	450	0	4,400
		SLS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2,500	2,250	1,950	6,700
	Total Ramal Manuelita		450	450	450	0	0	500	450	450	750	2,950	2,700	1,950	11,100
	Roma	Avance	400	400	300	900	1,350	750	900	1,900	1,900	750	500	0	10,050
		SLS	850	450	500	450	1,150	600	450	550	0	450	2,500	3,650	11,600
	Total Roma		1,250	850	800	1,350	2,500	1,350	1,350	2,450	1,900	1,200	3,000	3,650	21,650
	Rosalvina	Avance	0	400	350	0	150	0	0	900	1,200	1,350	400	0	4,750
		SLS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Total Rosalvina		0	400	350	0	150	0	0	900	1,200	1,350	400	0	4,750
	Split 11H	Avance	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		SLS	400	500	400	400	300	600	0	0	0	0	0	0	2,600
	Total Split 11H		400	500	400	400	300	600	0	0	0	0	0	0	2,600
	Veta 10	Avance	950	1,200	900	900	450	500	500	0	0	0	0	0	5,400
		SLS	5,500	4,950	6,700	7,250	5,850	7,550	8,000	7,600	6,500	6,500	6,500	6,500	79,400
	Total Veta 10		6,450	6,150	7,600	8,150	6,300	8,050	8,500	7,600	6,500	6,500	6,500	6,500	84,800
	Veta 11	Avance	350	1,100	350	350	750	750	0	0	500	500	500	500	5,650
		SLS	6,750	5,000	5,150	4,850	4,000	4,500	3,700	6,000	6,000	6,000	4,000	4,250	60,200
Total Veta 11		7,100	6,100	5,500	5,200	4,750	5,250	3,700	6,000	6,500	6,500	4,500	4,750	65,850	
Veta 6	Avance	450	450	900	900	0	0	0	0	450	0	0	0	3,150	
	SLS	0	0	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	3,000	2,500	21,500	
Total Veta 6		450	450	2,900	2,900	2,000	2,000	2,000	2,000	2,450	2,000	3,000	2,500	24,650	
Total Manuelita			18,000	16,800	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	20,200	21,000	21,000	21,000	229,000	

2.6.3. Producción veta 11 – Sublevel stoping con taladros largos

Se considera un total producido en la veta 11 durante el periodo 2018, en el sector Manuelita fue de 65,850 toneladas con leyes de Zn@ 2.59 %, Pb@ 1.32 %, Cu@ 0.39 % y Ag@ 224 ppm. Asimismo, se considera un ancho de veta promedio de 1.71 metros y ancho de minado de 2.37 metros. El valor presente promedio de la Veta 11, durante el 2018 promedió un valor de \$ 158/t.

MANUELITA VETA 11

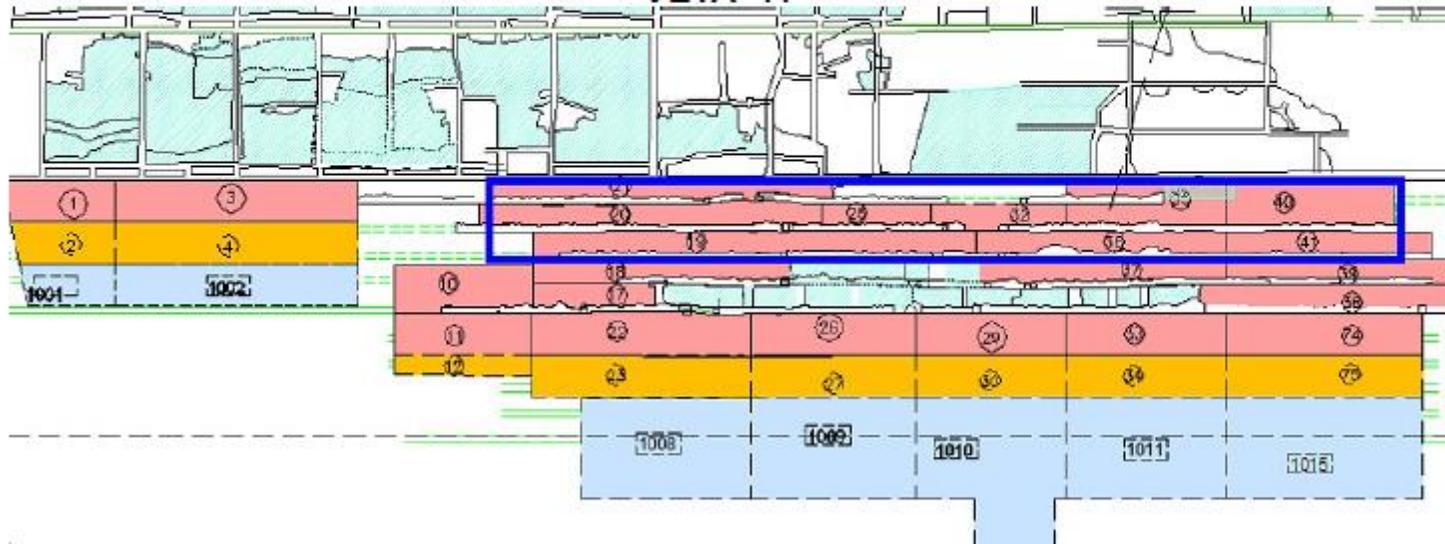


Figura 24. Sección longitudinal de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

Tabla 24. Resumen de producción de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2018

Estructura	Valores	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total
Veta 11	TMS	7,100	6,100	5,500	5,200	4,750	5,250	3,700	6,000	6,500	6,500	4,500	4,750	65,850
	Ag g/t	253	248	241	281	284	203	261	296	212	160	135	117	224
	%Cu	0.38	0.37	0.39	0.46	0.47	0.32	0.47	0.58	0.43	0.34	0.29	0.21	0.39
	%Pb	1.37	1.33	1.52	1.64	1.58	1.31	1.67	1.82	1.19	0.86	0.72	0.86	1.32
	%Zn	2.62	2.53	2.95	2.81	2.61	3.01	3.26	2.79	2.17	2.01	2.12	2.14	2.59
	VPT \$/t	170	165	173	189	186	155	190	200	145	115	105	98	158
	A. de Veta	1.86	1.83	1.75	1.91	1.93	1.83	2.15	2.13	1.73	1.36	1.07	0.91	1.71
	A. de Minad	2.39	2.39	2.26	2.54	2.67	2.47	2.60	2.74	2.43	2.30	2.00	1.61	2.37

Tabla 25. Resumen de producción de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2019

Zona	Procedencia	Labor	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun 19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total 2019
MANUELITA	Tajeo	TJ_130 (Veta 11)	3,000	2,650	3,100	3,300	3,150	3,200	3,700	4,300	4,250	4,000	3,850	3,950	42,450
		TJ_150	2,740	1,400	1,260	2,010	2,000								9,410
		TJ_270	2,800	2,800	2,800										8,400
		TJ_725			800	2,250	2,350	2,450	2,900	2,900	4,300	4,100	4,250	3,150	29,450
		TJ_820						1,500	1,950	2,125	1,975	2,325	2,500	2,500	14,875
		TJ_854	2,800	2,800	2,800	2,800	2,800	2,800	3,000	3,000	3,100	3,100	3,100	3,100	35,200
		TJ_890				1,500	1,500	1,500	1,400	1,400				900	8,200
		TJ_891				1,690	1,350	1,500	750						5,290
		TJ_915	2,200	2,500	2,200										6,900
Total MANUELITA			13,540	12,150	12,960	13,550	13,150	12,950	13,700	13,725	13,625	13,525	13,700	13,600	160,175

2.7. Evaluación económica U.E.A. Manuelita – veta 11

El margen operativo de la veta 11 durante el periodo 2018 fue de \$ 9´652,823.29, con una producción total de 65,850 toneladas, un costo de minado de \$ 11/t. En el periodo 2019 fue de \$ 6´155,064.29, con una producción total de 42,460.00 toneladas. Este descenso de producción se debe por el menor metraje en preparación en el mismo periodo, porque la empresa tenía que asumir compromisos financieros, por la adquisición de otros activos mineros.

Tabla 26. Margen operativo del ciclo de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2018

ESTRUCTURA		VALORES	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL 2018	
VETA 11	TONELAJE	TMS	7,100.00	6,100.00	5,500.00	5,200.00	4,750.00	5,250.00	3,700.00	6,000.00	6,500.00	6,500.00	4,500.00	4,750.00	65,850.00	
	INGRESOS	US \$	1,207,000.00	1,006,500.00	951,500.00	982,800.00	883,500.00	813,750.00	703,000.00	1,200,000.00	942,500.00	747,500.00	472,500.00	465,500.00	10,376,050.00	
	COSTOS	US \$	77,978.89	66,995.94	60,406.18	57,111.30	52,168.97	57,660.44	40,636.88	65,897.65	71,389.12	71,389.12	49,423.24	52,168.97	723,226.71	
	MARGEN OPERATIVO	US \$	1,129,021.11	939,504.06	891,093.82	925,688.70	831,331.03	756,089.56	662,363.12	1,134,102.35	871,110.88	676,110.88	423,076.76	413,331.03	9,652,823.29	
		Ag g/t		253	248	241	281	284	203	261	296	212	160	135	117	225
		%Cu		0.38	0.37	0.39	0.46	0.47	0.32	0.47	0.58	0.43	0.34	0.29	0.21	0.39
		%Pb		1.37	1.33	1.52	1.64	1.58	1.31	1.67	1.82	1.19	0.86	0.72	0.86	1.32
		%Zn		2.62	2.53	2.95	2.81	2.61	3.01	3.26	2.79	2.17	2.01	2.12	2.14	2.56
		VPT \$/t		170	165	173	189	186	155	190	200	145	115	105	98	158
	A. de Veta		1.86	1.83	1.75	1.91	1.93	1.83	2.15	2.13	1.73	1.36	1.07	0.91	1.71	
	A. de Minado		2.39	2.39	2.26	2.54	2.67	2.47	2.6	2.74	2.43	2.3	2000	1.61	2.37	

Tabla 27. Margen operativo del ciclo de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A. - 2019

ESTRUCTURA		VALORES	ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19	TOTAL 2019
VETA 11	TONELAJE (Veta 11)	TMS	3,000.00	2,660.00	3,100.00	3,300.00	3,150.00	3,200.00	3,700.00	4,300.00	4,250.00	4,000.00	3,850.00	3,950.00	42,460.00
	INGRESOS	US \$	510,000.00	438,900.00	536,300.00	623,700.00	585,900.00	496,000.00	703,000.00	860,000.00	616,250.00	460,000.00	404,250.00	387,100.00	6,621,400.00
	COSTOS	US \$	32,948.83	29,214.63	34,047.12	36,243.71	34,596.27	35,145.41	40,636.88	47,226.65	46,677.50	43,931.77	42,284.33	43,382.62	466,335.71
	MARGEN OPERATIVO	US \$	477,051.17	409,685.37	502,252.88	587,456.29	551,303.73	460,854.59	662,363.12	812,773.35	569,572.50	416,068.23	361,965.67	343,717.38	6,155,064.29
		Ag g/t	253	248	241	281	284	203	261	296	212	160	135	117	225
		%Cu	0.38	0.37	0.39	0.46	0.47	0.32	0.47	0.58	0.43	0.34	0.29	0.21	0.39
		%Pb	1.37	1.33	1.52	1.64	1.58	1.31	1.67	1.82	1.19	0.86	0.72	0.86	1.32
		%Zn	2.62	2.53	2.95	2.81	2.61	3.01	3.26	2.79	2.17	2.01	2.12	2.14	2.56
		VPT \$/t	170	165	173	189	186	155	190	200	145	115	105	98	158
		A. de Veta	1.86	1.83	1.75	1.91	1.93	1.83	2.15	2.13	1.73	1.36	1.07	0.91	1.71
	A. de Minado	2.39	2.39	2.26	2.54	2.67	2.47	2.6	2.74	2.43	2.3	2000	1.61	2.37	

2.8. Definición de términos básicos

Anfo: acrónimo de (ammoniumnitrate and fuel oil) nitrato de amonio y óleo combustible, mezcla utilizada en muchas minas como agente detonador.

Atacar: actuar sobre un mineral ciertos reactivos químicos, con el objeto de obtener elementos en solución.

Atacado: es usado en la parte sin carga superior del taladro y consiste de arena seca, detrito o similares. El propósito del atacado es, por ejemplo, evitar que al momento de la detonación los gases se dirijan hacia arriba arrastrando partículas de roca alrededor del collar (boca) del taladro.

Broca: extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.

Burden: distancia desde el barrenado al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro.

Cara libre: se llama cara libre de labor a una zona o roca que se quiere volar, a cada uno de los lados que están en contacto con el aire, según un cubo imaginario tomado para comparación.

Carga específica: es la cantidad de explosivo usada por m³ de roca volada.

Carga de fondo: es la carga más potente que es requerida en el fondo del taladro, debido a que la roca es más resistente en esa parte.

Carga de columna: es la carga encima de la carga de fondo. Puede ser de menor potencia ya que la roca, en esta parte, no es tan resistente.

Costo de capital: es el gasto que una empresa realiza en bienes de equipo y que genera beneficios para una compañía, bien sea a través de la adquisición de

nuevos activos fijos, o bien a través de un aumento en el valor a los activos fijos ya existentes

Concentración de carga lineal: la concentración de explosivo, medida en kg/m, a lo largo de un pozo de tronadura. El término puede ser independiente de diámetro del pozo (por explosivos desacoplados), o dependiente del diámetro (explosivos totalmente acoplados).

Cordón detonante: es un cordón flexible que contiene un alma sólida de alto poder explosivo y resistencia a la tensión.

Costo de operación: es un costo permanente para el funcionamiento de un producto, negocio o sistema.

Desacoplamiento: se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del pozo de tronadura a cargar. Un menor diámetro sirve primero al propósito de reducir la presión efectiva de la detonación (menor daño), con reducción de la presión *peak* de pozo.

Detonador: es todo dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo, al que normalmente se le conoce con el nombre de fulminante. Pueden ser eléctricos o no, instantáneos o con retardo. El término detonador no incluye al cordón detonante.

Diámetro del taladro: es el diámetro del agujero que se va a perforar, y que tiene forma de cilindro alargado.

Dilución: residuos de roca de bajo grado, inevitablemente retirados con el material en el proceso de mineralización, que contribuyen a bajar el grado de mineral.

Factor de carga: es la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca. El factor de carga se indica mediante unidades de kg/m^3 o kg/t .

Frente: superficie libre en una voladura.

Fulminante común: es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro, secundario, de alto poder explosivo.

Gaseado: es un término que se emplea para indicar que una persona o varias han sido afectadas por un gas que sobrepasa sus límites permisibles.

Grado de compactación de la carga de fondo: es el peso del volumen del explosivo en el fondo de la carga.

Inclinación de taladro: los taladros en un banco pueden ser perforados verticalmente o inclinados. Cuanto más se inclinen los taladros, menos constricción tendrán ya que el ángulo de deflexión en el fondo aumenta con el incremento de inclinación.

Longitud del taladro: es el largo del hueco perforado, el mismo que por una causa de la inclinación y la sobre perforación, será más largo que la altura del banco.

Malla: es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

Mecha lenta: es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.

Mecha rápida: es un accesorio (cordón flexible) que contiene dos alambres, uno de hierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, y ambos a la vez están cubiertos por un plástico impermeable.

Mecánica de las rocas: estudio de las propiedades mecánicas de las rocas, que incluye condiciones de tensión alrededor de las galerías y la capacidad de las rocas, y de las estructuras subterráneas de soportar estas tensiones.

Mineral: es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.

Mineralogía: ciencia que se ocupa de la descripción y el análisis de los minerales; sus propiedades físicas y químicas; composición y origen del yacimiento; estudia asimismo, las leyes que determinan dichas características.

Parámetros: se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

Perforación: es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o *blast hole*.

Perforadora: agujereador hidráulico para perforar las rocas formando agujeros de diámetro pequeño destinados a la detonación o a la instalación de pernos de anclaje para la roca.

Perforación específica o factor de perforación: es la expresión usada para el número de metros que deben ser perforados por m³ de roca volada.

Proceso de voladura: es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar del disparo, las disposiciones

preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.

Procedimientos escritos de trabajo seguro (PETS): documento que contiene la descripción específica de la forma cómo llevar a cabo o desarrollar una tarea de manera correcta desde el comienzo hasta el final, dividida en un conjunto de pasos consecutivos o sistemáticos. Resuelve la pregunta: ¿Cómo hacer el trabajo/ tarea de manera correcta?

Retorno neto de fundición (NSR): el retorno neto de fundición es una regalía minera que se basa en el valor de la producción o de los ingresos netos recibidos de una fundición o refinería.

Roca: cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.

Sobre perforación: es el exceso de longitud de un taladro, situado bajo el fondo teórico del banco.

Subterráneo: excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

Tanda: es el número de taladros de perforación efectuados en una tarea normal de 8 horas al día.

Techo: techo o bóveda de una galería subterránea.

Voladura: de acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforados en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y alcances de la investigación

3.1.1. Método de la investigación

Se desarrollará un estudio de investigación aplicado a un nivel explicativo logrando la mejora de la productividad en la explotación de la veta 11. La metodología que se desarrolla es inductivo-deductivo, ya que se inicia de casos unitarios a generales para luego analizarlas e interpretarlas. El resultado es el uso de un método de minado que mejora la productividad: el método Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

A. Método general

El método empleado en la investigación es el método inductivo-deductivo. Este método está orientado a observar e investigar a fondo los parámetros técnicos económicos y aplicar criterios operacionales para analizar los resultados que se generen en el plan de producción. Las evaluaciones de los parámetros técnicos y económicos, servirán para llegar a determinar de qué manera mejorar la productividad en la explotación de la Veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

B. Métodos específicos

A continuación, se detalla el procedimiento de recolección y procesamiento de datos, donde se determina el control de los índices claves de performance (KPIs), haciendo uso del método general. Se realizó el análisis de los datos que se obtuvieron en la observación directa de las variables operacionales.

Recopilación de informes anteriores. Con el objetivo de poder analizar el desarrollo de las actividades en la unidad minera, se recopilará toda la data de las áreas de geología, mina, planta, planeamiento y geomecánica, para luego ser interpretados los resultados de los informes de los meses anteriores.

Trabajo de campo. Se realizó el trabajo de campo con las observaciones pertinentes de mapeo, monitoreo de convergencia/divergencia, análisis de tiempo y costeo de las labores de desarrollo y preparación en el método de explotación Sublevel stoping con taladros largos.

Trabajo de gabinete: Se realizó los estudios operacionales y de diseño operacional, controles geológicos, controles geomecánicos y de costos.

Resultados. Se realizó la evaluación de los resultados en términos de productividad de la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos de la Veta 11 de la U.E.A. Manuelita.

3.1.2. Alcances de la investigación

De acuerdo a los diversos criterios de investigación, la presente tesis se considerada de tipo aplicada. La investigación realiza la utilización y aplicación de los conocimientos, así como teorías que ya se han desarrollado en las investigaciones básicas, porque de su uso depende los resultados y conclusiones que se van a obtener. La presente investigación se fundamenta en las ciencias básicas, como ciencias, matemáticas, mecánica, economía y tecnología. La investigación como ciencia aplicada se interesa en los estudios geológicos, geomecánicos, operacionales, planeamiento, metalúrgicos y económicos.

3.2. Diseño de la investigación

El diseño no experimental son estudios que se realiza sin la manipulación de variables donde solo se observan los fenómenos en su ambiente natural.

3.2.1. Tipo de diseño de investigación

El tipo de investigación de la presente tesis es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Además, busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías.

En la investigación no se manipuló o trató de alterar las variables. Solo nos enfocamos en investigar y observar los parámetros operacionales y económicos en la operación minera para luego analizar e interpretar la productividad en la implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la Veta 11.

GNO: 01 (T1, T2, T3, T4)

02 (T1, T2, T3, T4)

GNO: 01 y 02

3.2.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

La población pertenece a la U.E.A. Manuelita de compañía minera Argentum S. A. se tienen labores de exploración, desarrollo, preparación y producción.

3.3.2. Muestra

La veta 11.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

En la actualidad la investigación científica tiene una diversidad de técnicas de recolección de datos que está relacionado al método y tipo de investigación a realizar.

3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos

- ✓ Observación
- ✓ Revisión bibliográfica
- ✓ Recopilación de datos en campo
- ✓ Manejo de Softwares

3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos

- ✓ Software para cálculos Microsoft Excel 2010
- ✓ Informes
- ✓ Libros
- ✓ Bibliografía de internet
- ✓ PC
- ✓ Tablas estadísticas
- ✓ Otros

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información

A continuación, se presentan los resultados de investigación, mostrando el diseño del método de minado implementado en la veta 11.

4.1.1. Análisis previos a la selección del método de minado a implementar.

Consiste en determinar el método de minado para lo cual el área de planeamiento, geomecánica y geología de la compañía minera Argentum brindó datos necesarios para dicha evaluación.

Después de haber analizado los datos proporcionados en la metodología de Nicholas se determinó tres tipos de método de minado siendo estos *Cut and Fill Stopping*, *Bench and Fill Stopping* (con relleno) y *Sublevel stopping* longitudinal (con relleno).

Para determinar el método de minado que se adecue al yacimiento se realizaron los siguientes pasos. En primer lugar, determinar *el cut off* y reporte de recursos por método de minado. En segundo lugar, realizar el cálculo de costo operativo. Luego, calcular el NSR por método de minado y determinar margen operativo bruto por método de minado.

Tabla 28. Trade Off del método de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO				
ITEM	Unid	Cut and Fill	Bench and Fill	Sub level Stoping
Producción	tpd	2,000	2,000	2,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	176,091	176,091	176,091
Ag	Gr/t	178.44	178.44	178.44
Cu	%	0.19	0.19	0.19
Pb	%	1.38	1.38	1.38
Zn	%	3.13	3.13	3.13
ZnEq	%	180.02	180.02	180.02
NSR	US\$/t	2,120	2,120	2,120
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	50	45	73
Planta	US\$/t	5.80	5.80	5.80
Administración	US\$/t	3.20	3.20	3.20
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	59	54	82
Ley Corte Eq_Zn %	%	2.650	3.680	2.430
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
Recursos	t	552,284	552,284	552,284
Ag	Gr/t	210.96	210.96	210.96
Cu	%	0.23	0.23	0.23
Pb	%	1.53	1.53	1.53
Zn	%	3.09	3.09	3.09
ZnEq %	%	212.70	212.70	212.70
NSR	US\$/t	2,505	2,505	2,505
JBE				
Recuperación	%	88	88	78
Dilución JBE	%	12	14	14
Reservas Minables (*)	t	544,331	554,051	491,091
Ag	Gr/t	188.357	185.053	185.053
Cu	%	0.205	0.202	0.202
Pb	%	1.366	1.342	1.342
Zn	%	2.759	2.711	2.711
ZnEq %	%	189.912	188.270	188.270
NSR	US\$/t	2,236	2,197	2,197
Costo Total	US\$/t	59	54	82
Margen	US\$/t	2,177.4	2,143.2	2,115.2
Utilidad Bruta	US\$ MM	1,185	1,187	1,039
Diferencias				
Margen	US\$/t	-	34	62
Utilidad Bruta	US\$ MM	-	-2	146
* Reservas preliminares, solo para la determinación del método de minado				

a) Análisis e interpretación de Resultados:

- ✓ Los recursos medidos e indicados son de 552,284 toneladas, con leyes de Ag@ 210 ppm, Zn@ 3.09, Pb@ 1.53 %, Cu@ 0.23 %. Se consideró recuperaciones y diluciones de acuerdo al método de minado aplicado en la operación minera, siendo para el *Cut and Fill* de 88 % y 12 % respectivamente, en el caso del método de minado *Bench and Fill* de 88 % y 14 %, finalmente, para el método de minado *Sublevel stoping* se consideró de 8 % y 14 % respectivamente.
- ✓ Las reservas minables, considerando la dilución y recuperación por cada método de minado consideraron para el *Cut and Fill* de 544,331 toneladas con leyes diluidas de Ag@ 118.36 ppm, Zn@ 2.76 %, Pb@ 1.37 % y Cu@ 0.2 1%, para el método de minado *Bench and Fill* de 554,051 toneladas con leyes diluidas de Ag@ 185.05 ppm, Zn@ 2.71 %, Pb@ 1.34 % y Cu@ 0.20 %, finalmente para el método de minado el *Sublevel stoping* fue de 491,091 toneladas con leyes diluidas de Ag@ 185.05 ppm, Zn@ 2.71 %, Pb@ 1.34 % y Cu@ 0.20 %.
- ✓ Finalmente, luego de la evaluación técnica económica de la veta 11 se consideró el uso del *Sublevel stoping*, por generar un margen de utilidad bruta de \$ MM 1,187.

4.1.2. Análisis de los rendimientos del método de minado a implementar

El análisis de los rendimientos del método de minado aplicado en la veta 11, fue el de *Sublevel stoping* con taladros largos, siendo las áreas unitarias de perforación, voladura, limpieza y relleno los que fueron analizados durante el periodo 2018 y 2019.

Las características del método de minado son:

Tabla 29. Características del método de minado de la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

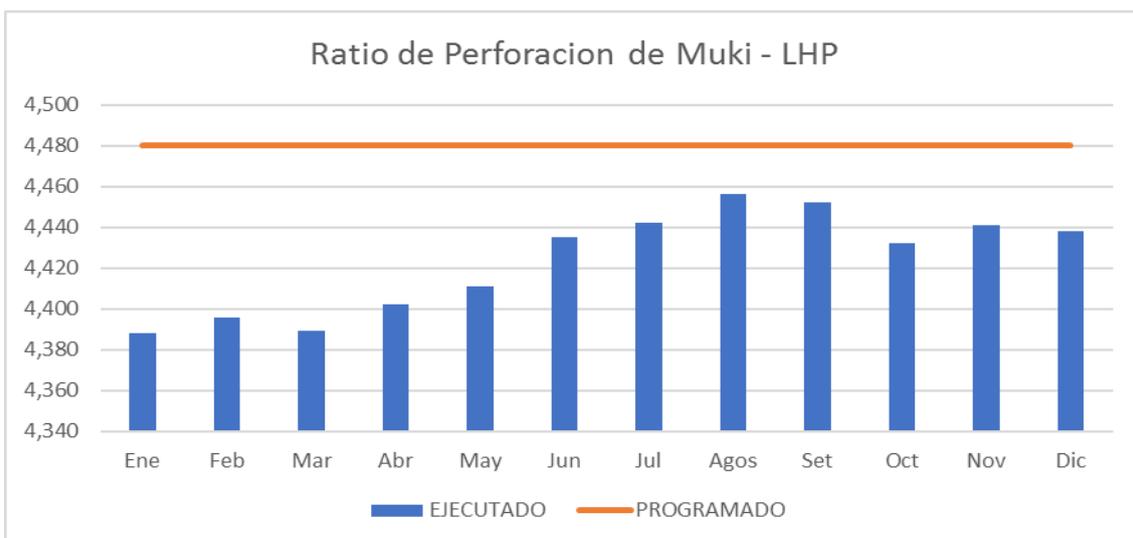
Long. SN (m)	1026	N° Tal Slot	17
Long. Panel (m)	25	N° Slot	30
Long taladro (m)	10	N° Pilares	35
acho veta (m)	1.2	Total tal. slot	510
Burden (m)	1	Total tal. produccion	1,380
Espaciamiento (m)	0.6	Total Tal. Intermedios	690
Ancho minado (m)	1.6	Total Taladros	2,580
P.e.	3.2	Metros perforados	25,800
Metros (m³)	12,000	TM	38,400

A. Perforación.

El equipo de perforación es un Muki LHP es un Jumbo electrohidráulico para perforación de taladros largos, con brazo pendular que permite realizar movimientos precisos y suaves para la perforación de taladros paralelos. El programa de metros perforados fue de 53,760 metros durante el 2018, siendo ejecutado solo el 99% con 53,082 metros.

Tabla 30. Ratio de perforación programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

MUKI LHP	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	4,480	53,760
EJECUTADO	4,388	4,396	4,389	4,402	4,411	4,435	4,442	4,456	4,452	4,432	4,441	4,438	53,082



a) Análisis e interpretación de Resultados:

- ✓ La velocidad de perforación es de 20 m/h generando 160 m/día y 4480 m/mes.
- ✓ La longitud de perforación es de 10 metros y 448 taladros por mes.
- ✓ El total de metros perforados es de 53,082 metros, considerando un total de 5376 taladros durante el 2018.
- ✓ El ratio de perforación, mayor se realizó durante el mes de agosto, con 4456 metros perforados.

B. Voladura.

Los explosivos a utilizarse son: dinamita 65% X 1 ½" X 12" y anfo. Los accesorios de voladura que se usarán: fulminante antiestático no eléctrico, *pentacord*, mecha rápida y armada de mecha lenta.

Tabla 31. Consumo de Examón programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

EXAMON	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	5,636	67,632
EJECUTADO	5,602	5,605	5,592	5,596	5,599	5,594	5,610	5,615	5,618	5,619	5,611	5,615	67,276

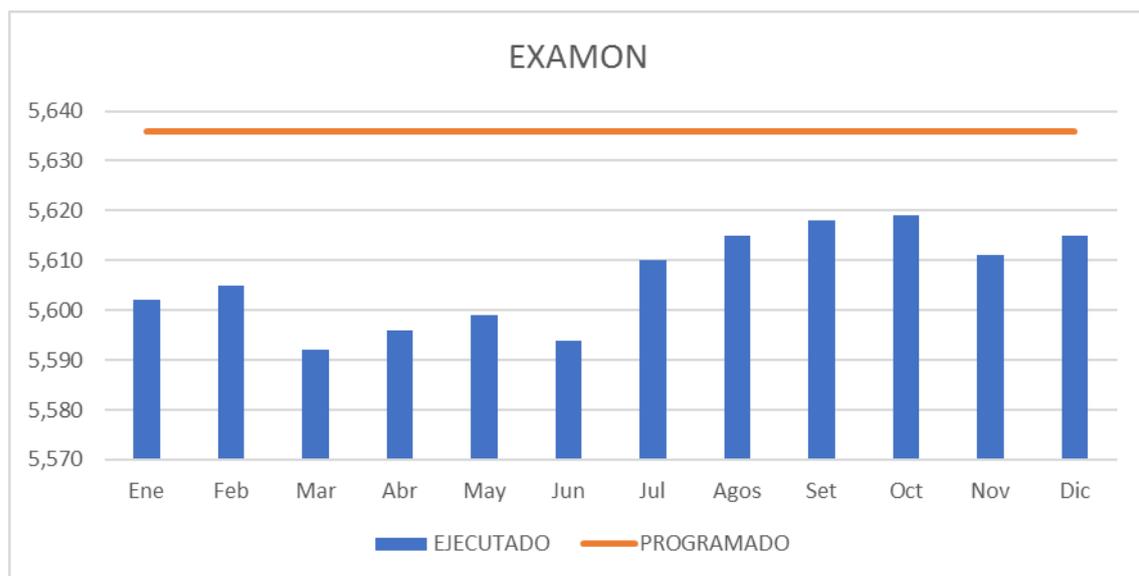
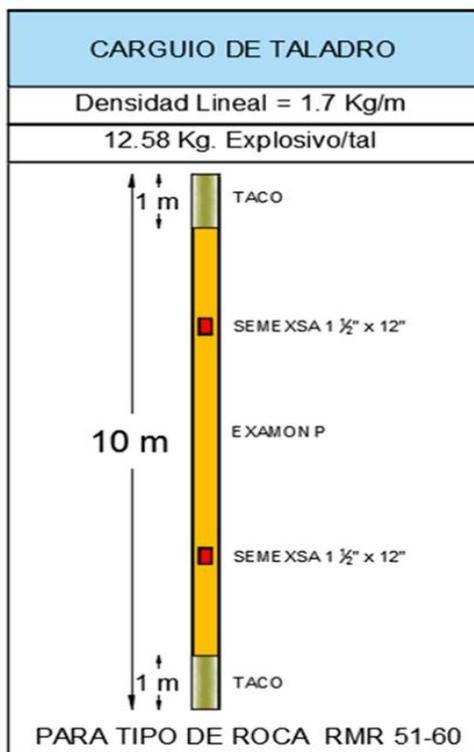
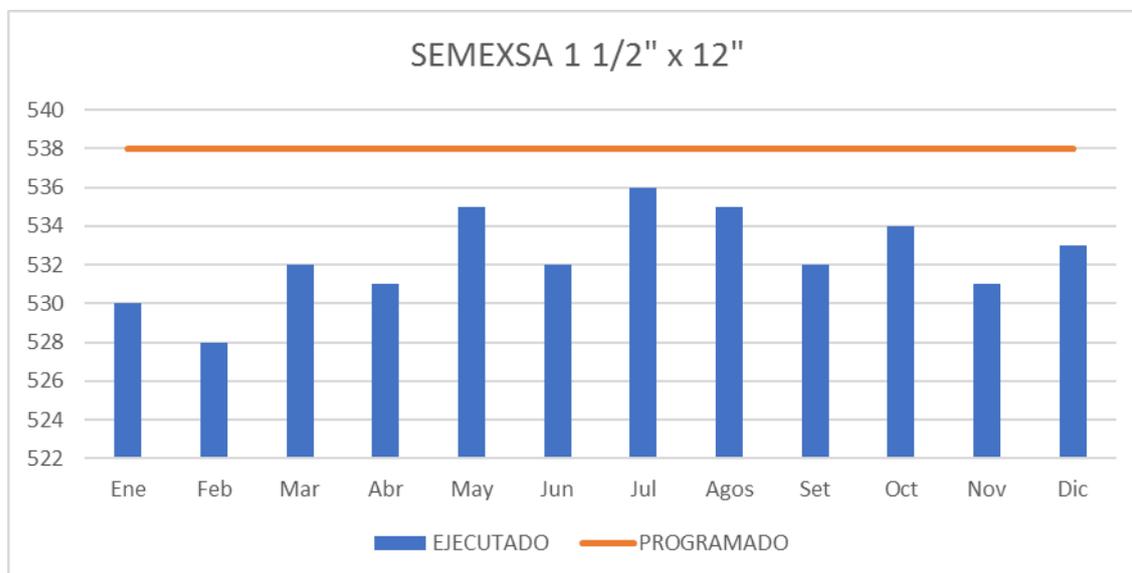


Tabla 32. Consumo de Semexa programados y ejecutados durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

SEMEXSA 1 1/2" x 12"	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	538	6,456
EJECUTADO	530	528	532	531	535	532	536	535	532	534	531	533	6,389



a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ El consumo de *Examón* durante el periodo 2018 fue de 67,256 kilogramos, con una ratio de 12.58 kg/taladro.
- ✓ Los taladros perforados fueron de 448 taladros por mes, generando un consumo de 5,636 kilogramos de *Examón* por mes.
- ✓ El consumo de *Semexsa 1 1/2" x 12"* durante el periodo 2018 fue de 6,389 kilogramos, con una ratio de 1.20 kg / taladro.
- ✓ Los taladros perforados fueron de 448 taladros por mes generando un consumo de 538 kilogramos de *Semexa* por mes.
- ✓ El consumo programado alcanzó un ratio del 99% de acuerdo al programa de perforación y voladura realizada en el periodo 2018.

C. Limpieza

El equipo de limpieza y acarreo utilizado es un *Scoop Sandvik LH203* a control remoto de 2 Yd³ de capacidad de cuchara. El operador se ubicará en el refugio e iniciará el proceso de limpieza con el control remoto, en su retorno con carga cuando el *scoop* este fuera de la zona de explotación, dejará el control remoto y subirá para maniobrar manualmente hasta el echadero o cámara de acumulación. Debe contar con iluminación por el subnivel superior e inferior.

Las emisiones de gases del *scoop* a control remoto debe de estar por debajo de los límites máximos permisibles (CO-500 PPM y NOx-500PPM). La ventilación debe ser suficiente como para mantener la presencia de gases por debajo de los límites máximos permisibles (LMP), CO - 25 PPM, CO2 – 5000 ppm, NOx – 5 ppm, O2-19.5%

Tabla 33. Tonelaje de mineral transportado, programado y ejecutado durante el 2018 en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

SCOOP 2 Yd ³	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	6,552	78,624
EJECUTADO	5,022	5,780	5,890	5,820	5,720	5,920	5,640	5,760	5,800	5,760	5,860	5,940	68,912

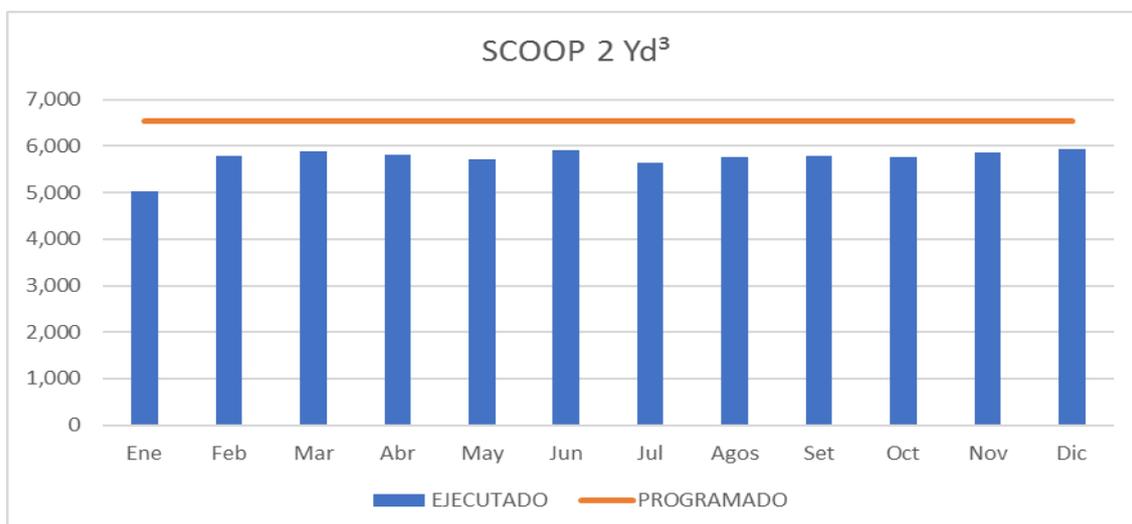
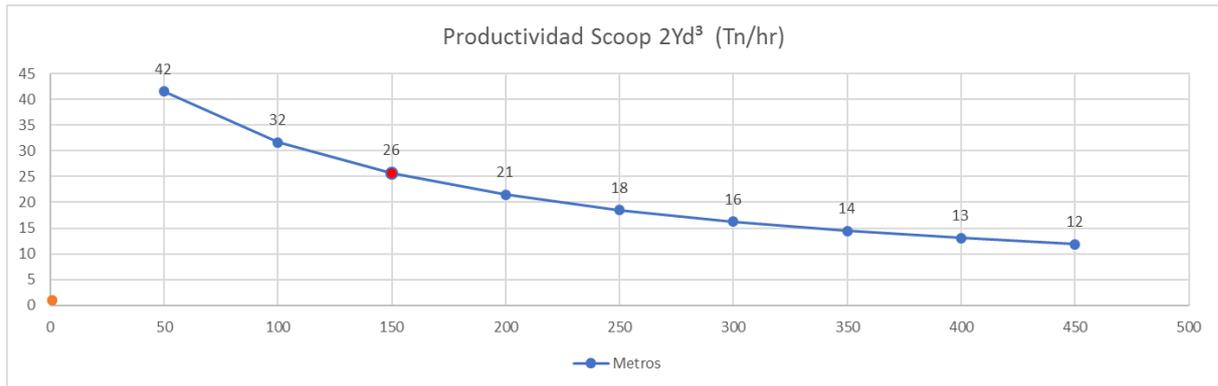


Tabla 34. Rendimiento del scoop de acuerdo a distancia transportado en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

RENDIMIENTO DE SCOOP EN FUNCION A LAS DISTANCIAS -CAPACIDAD										2 YD ³		PRODUCTIVIDAD	
Parametros													
SCOOP	2		YD ³		0.7645		D mineral insitu		3.2				
							D desmonte insitu		2.8				
Velocidad sin carga Km/hr	4.50		Capacidad nominal				esponjamiento mineral		0.4				
Velocidad con carga Km/hr	4.00		yd ³		2		esponjamiento desmonte		0.45				
Factor de llenado	90%		m ³		1.529		D mineral roto		2.29				
Capacidad real m3	1.376						D demonte roto		1.93				
Ton mineral/cuchara	3.15						PROMEDIO		2.11 TN/M ³				
Ton desmonte/cuchara	2.66												
DISTANCIA	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	Demoras Operativas	Tiempo	2 YD ³					
	Carguio	Transporte. C/C	Descarga	Transporte. S/C	Maniobras	Bancos , dar pase etc.	ciclo	M3/hr	TN/hr	TN/hr	TN/hr	PROMEDIO	
Metros	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos		MINERAL	DESMONTE			
50	1.35	0.75	0.34	0.67	0.44	1.00	4.54	18.2	42	35		38	
100	1.35	1.50	0.34	1.33	0.44	1.00	5.96	13.9	32	27		29	
150	1.35	2.25	0.34	2.00	0.44	1.00	7.37	11.2	26	22		24	
200	1.35	3.00	0.34	2.67	0.44	1.00	8.79	9.4	21	18		20	
250	1.35	3.75	0.34	3.33	0.44	1.00	10.21	8.1	18	16		17	
300	1.35	4.50	0.34	4.00	0.44	1.00	11.62	7.1	16	14		15	
350	1.35	5.25	0.34	4.67	0.44	1.00	13.04	6.3	14	12		13	
400	1.35	6.00	0.34	5.33	0.44	1.00	14.46	5.7	13	11		12	
450	1.35	6.75	0.34	6.00	0.44	1.00	15.87	5.2	12	10		11	
500	1.35	7.50	0.34	6.67	0.44	1.00	17.29	4.8	11	9		10	



a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ El acarreo de mineral fue de 68,912 toneladas mediante el *scoop Sandvick LH203* de un total de 78,624 toneladas programadas.
- ✓ El cumplimiento de acarreo de mineral durante el periodo 2018 fue del 88 %.
- ✓ Este menor cumplimiento a lo programado se debe a la disponibilidad del equipo de limpieza.
- ✓ El ciclo de tiempo de acarreo de mineral es de 7.37 minutos en una distancia máxima de 150 metros.
- ✓ Las horas efectivas operacionales es de nueve horas por día, considerando veitiocho días al mes y 234 toneladas por día se transportará 6,552 toneladas por mes.

D. Relleno

El relleno puede ser detrítico (desmante de labores de avance) o relleno consolidado (mezcla de agregado y cemento). Antes de iniciar el relleno, se colocará un dique con desmante en el subnivel inferior, para controlar el relleno del área explotada. El relleno se realizará en avanzada por el subnivel superior, colocado previamente un dique en el borde del tajeo para evitar que el scoop pase a la zona explotada.

Tabla 35. Tonelaje de relleno transportado programado y ejecutado en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

SCOOP 2 Yd ³	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Agos	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMADO	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	4,032	48,384
EJECUTADO	3,950	3,986	3,945	3,941	3,984	3,945	3,956	3,984	3,975	3,985	3,952	3,952	47,555

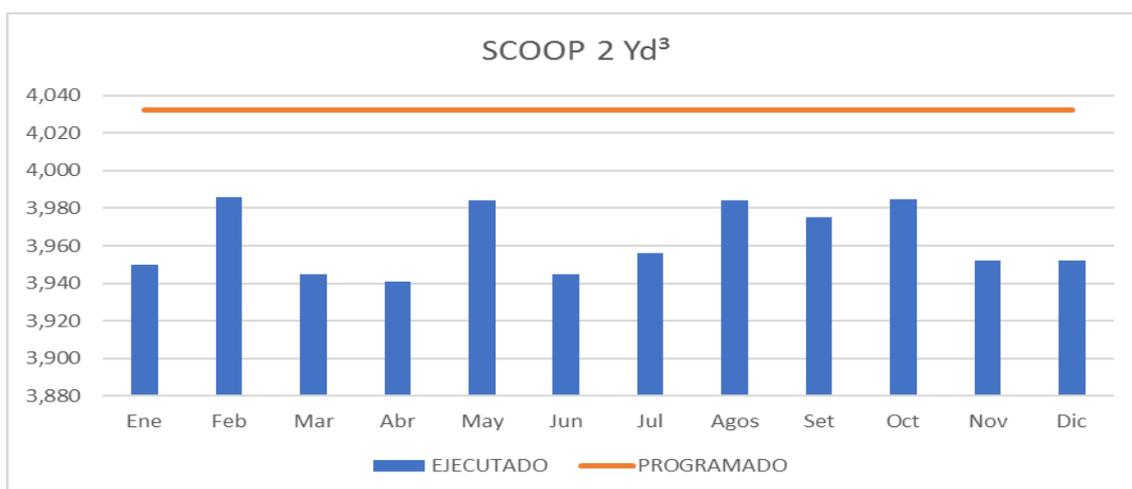
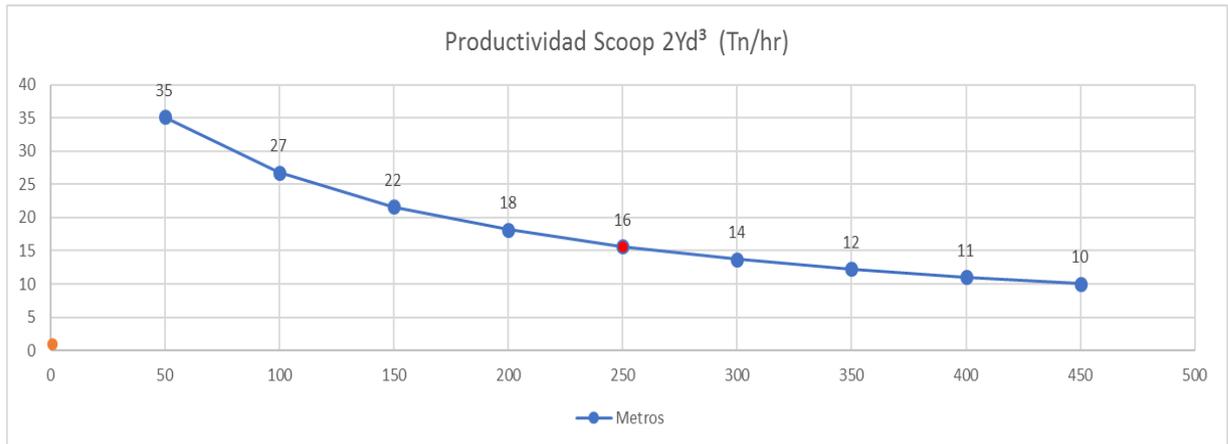


Tabla 36. Rendimiento del scoop de acuerdo a distancia transportado de relleno en la veta 11, sector Manuelita - compañía minera Argentum S. A.

RENDIMIENTO DE SCOOP EN FUNCION A LAS DISTANCIAS -CAPACIDAD										2 YD ³		PRODUCTIVIDAD		
Parametros														
SCOOP	2		YD ³		0.7645		D mineral insitu		3.2					
Velocidad sin carga Km/hr	4.50		Capacidad nominal		yd ³		D desmonte insitu		2.8		esponjamiento mineral		0.4	
Velocidad con carga Km/hr	4.00		2		m ³		esponjamiento desmonte		0.45		D mineral roto		2.29	
Factor de llenado	90%		1.529		D demonte roto		1.93							
Capacidad real m3	1.376													
Ton mineral/cuchara	3.15													
Ton desmonte/cuchara	2.66													
PROMEDIO										2.11 TN/M ³				
DISTANCIA	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	TIEMPO	Demoras Operativas	Tiempo	2 YD ³						
	Carguio	Transporte. C/C	Descarga	Transporte. S/C	Maniobras	Bancos , dar pase etc.	ciclo	M3/hr	TN/hr	TN/hr	TN/hr	PROMEDIO		
Metros	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos	Minutos							
50	1.35	0.75	0.34	0.67	0.44	1.00	4.54	18.2	42	35		38		
100	1.35	1.50	0.34	1.33	0.44	1.00	5.96	13.9	32	27		29		
150	1.35	2.25	0.34	2.00	0.44	1.00	7.37	11.2	26	22		24		
200	1.35	3.00	0.34	2.67	0.44	1.00	8.79	9.4	21	18		20		
250	1.35	3.75	0.34	3.33	0.44	1.00	10.21	8.1	18	16		17		
300	1.35	4.50	0.34	4.00	0.44	1.00	11.62	7.1	16	14		15		
350	1.35	5.25	0.34	4.67	0.44	1.00	13.04	6.3	14	12		13		
400	1.35	6.00	0.34	5.33	0.44	1.00	14.46	5.7	13	11		12		
450	1.35	6.75	0.34	6.00	0.44	1.00	15.87	5.2	12	10		11		
500	1.35	7.50	0.34	6.67	0.44	1.00	17.29	4.8	11	9		10		



a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ El acarreo de relleno fue de 47,555 toneladas mediante el *scoop Sandvick LH203* de un total de 48,384 toneladas programadas.
- ✓ El cumplimiento de acarreo de desmonte durante el periodo 2018 fue del 98 %.
- ✓ El ciclo de tiempo de acarreo de desmonte es de 7.37 minutos en una distancia máxima de 150 metros.
- ✓ Las horas efectivas operacionales es de nueve horas por día, considerando veintiocho días al mes y 144 toneladas por día se transportará 4032 toneladas por mes.

4.1.3. Análisis de costos de minado

Los costos de minado asociados al método de minado Sublevel stoping con taladros largos, considera los costos de perforación, voladura, limpieza y relleno.

Tabla 37. Costos de minado del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.

COSTOS DE PERFORACION

MUKI LHP		US\$/m	m. perforados	US\$
Operador (3)		2.4	25,800	61,920
Ayudante (3)		1.6	25,800	41,280
Mecanico (2)		1.3	25,800	33,540
EPP		0.08	25,800	2,064
Lubricantes y Accesorios		0.8	25,800	20,640
Depresiacion del Equipo		3.5	25,800	90,300
Costo de Aceros Muki		1.8	25,800	46,440
				296,184

COSTOS DE VOLADURA

			US\$/unidad	US\$
Explosivo	ANFO	19,200	0.77	14,784
Explosivo	Cartucho 1 1/2" x 12"	4,608	1.88	8,663
Accesorios Voladura	Exanel	5,160	1.9	9,804
Mano de Obra				661
				33,912

COSTOS DE LIMPIEZA

Rendimiento Scoop	Tn/hr	US\$/hr	Total horas	US\$
Rendimiento Scoop Tn/hr	26	40	1477	59,077
Mano de obra				1,022
				60,099

COSTOS DE RELLENO

Rendimiento Scoop	Tn/hr	US\$/hr	Total horas	US\$
Rendimiento Scoop m ³ /hr	16	40	750	30,000
Mano de Obra				1,550
				31,550

COSTO DE MINADO TOTAL	US \$
COSTOS DE PERFORACION	296,184.00
COSTOS DE VOLADURA	33,912.04
COSTOS DE LIMPIEZA	60,098.92
COSTOS DE RELLENO	31,550.00
TOTAL	421,744.96

COSTO UNITARIO (US \$/ton)	11
-----------------------------------	-----------

a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ El costo total de perforación es de \$ 296,184 y con 53,082 metros perforados durante el periodo 2018 se genera una productividad de \$ 5.58 /m perforados.
- ✓ El cumplimiento de metros perforados en el 2018 fue de 99 %, con una pérdida de 678 metros perforados, generando una pérdida de \$ 3,783.
- ✓ El costo total de voladura es de \$ 33,912 y con 73,665 kilogramos de explosivo durante el periodo 2018, se genera una productividad de \$ 0.46 /kg.

- ✓ El cumplimiento de kilogramos de explosivos en el 2018 fue de 99 %, con una pérdida de 423 kilogramos, generando una pérdida de \$ 194.83.
- ✓ El costo total de limpieza es de \$ 60,099 y con un tonelaje de acarreo de 68,912 toneladas de mineral durante el periodo 2018, se genera una productividad de \$ 0.87/t.
- ✓ El cumplimiento de toneladas transportadas en la veta 11 del 2018 fue de 88 %, con una pérdida de 9,712 toneladas generando una pérdida de \$ 8,469.94.
- ✓ El costo total de relleno es de US \$ 31,550 y con un tonelaje de relleno de 47,555 toneladas de relleno durante el periodo 2018, se genera una productividad de \$ 0.66/t.
- ✓ El cumplimiento de toneladas rellenas en la veta 11 del 2018 fue de 98 %, con una pérdida de 829 toneladas, generando una pérdida de \$ 549.99
- ✓ El costo total del método de minado taladros largos en la veta 11 es de \$ 421,744.96 y con un tonelaje producido de 65,850 durante el periodo 2018, se genera un costo de minado por tonelada de \$ 6.40/t.

4.1.4. Análisis comparativo de las variables técnicas y económicas del método de minado implementado

La implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita, permite analizar los distintos parámetros operacionales de los métodos de minado seleccionados de acuerdo a las propiedades geológicas y geomecánicas como son el *Cut and Fill*, *Bench and Fill* y el *Sublevel stoping*.

Tabla 38. Análisis comparativo de las variables técnicas y económicas en la implementación del método Sublevel Stoping con taladros largos en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.

ANÁLISIS DE VARIABLES TÉCNICAS				
ITEM	Unid	Cut and Fill	Bench and Fill	Sub level Stoping
Producción	tpd	2,000	2,000	2,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	544,331	554,051	503,683
Ag	Gr/t	188.36	185.05	185.05
Cu	%	0.21	0.20	0.20
Pb	%	1.37	1.34	1.34
Zn	%	2.76	2.71	2.71
ZnEq	%	189.91	188.27	188.27
NSR	US\$/t	2,236	2,197	2,197
Recuperación	%	88	88	80
Dilución JBE	%	12	14	14
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	50	45	73
Planta	US\$/t	5.80	5.80	5.80
Administración	US\$/t	3.20	3.20	3.20
Transporte, relleno (Asumido C.Mina)	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	59	54	82

ANÁLISIS DE VARIABLES ECONÓMICAS				
ITEM	Unid	Cut and Fill	Bench and Fill	Sub level Stoping
Producción	tpd	2,000	2,000	2,000
Ingreso	US\$/t	2,236	2,197	2,197
Costo Total	US\$/t	59	54	82
Margen	US\$/t	2,177	2,143	2,115
Utilidad Bruta	US\$ MM	1,185	1,187	1,065
Diferencias				
Margen	US\$/t	-	34	62
Utilidad Bruta	US\$ MM	-	-2	120

a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ La selección de los métodos de minado considerando variables geológicas y geomecánicas mediante Nicholas definieron en orden de prioridad el *Cut and Fill*, *Bench and Fill* y *Sublevel stoping*.
- ✓ Las variables técnicas consideran el plan de producción diaria, los costos operacionales, la dilución y recuperación para cada método de minado, siendo el costo total de \$ 59/t, \$ 54/t y \$ 82/t, para los métodos de minado *Cut and Fill*, *Bench and Fill* y *Sublevel stoping* respectivamente.
- ✓ Las variables económicas consideran el retorno neto de fundición (NSR) y la utilidad bruta operacional para cada método de minado siendo el que genera mayor margen económico el método de minado *Sublevel stoping* con 120 M\$.
- ✓ Finalmente, la selección del método de minado *Sublevel stoping* fue implementado de acuerdo a propiedades geológicas, geomecánicas y económicas en la veta 11 mediante la herramienta conocida como el *trade off*.

4.1.5. Evaluación económica del plan de producción 2017 – 2018, U.E.A. Manuelita

El incremento de la producción durante el periodo 2017 y 2018 fue del orden de 30,000 toneladas, producto de la implementación del método de explotación *Sublevel stoping* con taladros largos, mejorando la productividad del ciclo de minado y disminuyendo los costos operacionales. Asimismo, la mejora de las variables operacionales como recuperación de mineral y control de la dilución permitieron incrementar el valor de mineral durante el 2017 y 2018, con valores de mineral de 131 \$/t y 158 \$/t respectivamente.

La evaluación económica del método de minado taladros largos en la veta 11 durante el periodo 2018, se consideró los costos unitarios de perforación, voladura, limpieza y relleno, generando un costo de minado de \$ 11/t. Así mismo se considera el valor presente total (VPT) de mineral promedio en \$ 158/t.

a) Análisis e interpretación de Resultados:

- ✓ El tonelaje total minado en la veta 11 fue de 65,850 toneladas, generando un costo total de \$ 723,226.71.
- ✓ El Ingreso total minado en la veta 11 fue de \$ 10,376,050.
- ✓ El margen operativo de la Veta 11 durante el periodo 2018 fue de \$ 9'652,823.29.
- ✓ Las leyes promedio del periodo 2018 fueron de, Ag@ 225 ppm, Zn@ 2.56 %, Pb@ 1.32 % y Cu@ 0.39 %, generando un valor de mineral de \$ 158/t. Considerando una potencia promedio de la veta 11 de 1.71 metros y ancho de minado de 2.37 metros.

Tabla 39. Resumen de producción 2017 y 2018, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.

PRODUCCIÓN UEA MANUELITA 2017 - 2018

BUDGET 2017 (TAJOS + AVANCES)

ZONA	VALORES	ene-17	feb-17	mar-17	abr-17	may-17	jun-17	jul-17	ago-17	sep-17	oct-17	nov-17	dic-17	TOTAL
Manuelita	TMS	12,300	10,800	12,900	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	198,000
	Ag gr	200	237	206	174	168	182	188	161	205	167	194	181	186
	Cu %	0.25	0.28	0.26	0.24	0.25	0.28	0.3	0.25	0.29	0.24	0.28	0.28	0.27
	Pb %	1.52	1.2	1.38	0.96	1.21	1.2	1.23	1.14	1.3	1.22	1.23	1.29	1.23
	Zn %	3.51	3.14	3.18	3.46	3.76	3.64	4.01	3.37	4.01	4.04	3.92	4.24	3.73
	VPT_	137	146	135	120	124	128	135	116	143	126	137	135	131
TOTAL	TMS	12,300	10,800	12,900	18,000	198,000								

ZONA	VALORES	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL
Manuelita	TMS	18,000	16,800	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	20,200	21,000	21,000	21,000	21,000	229,000
	Ag gr	179	171	171	175	170	145	153	180	151	155	143	134	161
	Cu %	0.29	0.28	0.3	0.31	0.32	0.26	0.31	0.34	0.28	0.29	0.26	0.25	0.29
	Pb %	1.57	1.52	1.65	1.65	1.45	1.43	1.48	1.53	1.4	1.42	1.34	1.15	1.47
	Zn %	4.37	4.22	4.45	4.43	4.66	4.36	5.06	3.69	3.51	3.65	3.4	3.29	4.09
	VPT_	171	165	171	172	171	155	172	160	143	147	137	129	158
TOTAL	TMS	18,000	16,800	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	20,200	21,000	21,000	21,000	21,000	229,000

Tabla 40. Margen operativo del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, sector Manuelita, compañía minera Argentum S. A.

ESTRUCTURA	VALORES	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL 2018	
VETA 11	TONELAJE	TMS	7,100.00	6,100.00	5,500.00	5,200.00	4,750.00	5,250.00	3,700.00	6,000.00	6,500.00	6,500.00	4,500.00	4,750.00	65,850.00
	INGRESOS	US \$	1,207,000.00	1,006,500.00	951,500.00	982,800.00	883,500.00	813,750.00	703,000.00	1,200,000.00	942,500.00	747,500.00	472,500.00	465,500.00	10,376,050.00
	COSTOS	US \$	77,978.89	66,995.94	60,406.18	57,111.30	52,168.97	57,660.44	40,636.88	65,897.65	71,389.12	71,389.12	49,423.24	52,168.97	723,226.71
	MARGEN OPERATIVO	US \$	1,129,021.11	939,504.06	891,093.82	925,688.70	831,331.03	756,089.56	662,363.12	1,134,102.35	871,110.88	676,110.88	423,076.76	413,331.03	9,652,823.29
		Ag g/t	253	248	241	281	284	203	261	296	212	160	135	117	225
		%Cu	0.38	0.37	0.39	0.46	0.47	0.32	0.47	0.58	0.43	0.34	0.29	0.21	0.39
		%Pb	1.37	1.33	1.52	1.64	1.58	1.31	1.67	1.82	1.19	0.86	0.72	0.86	1.32
		%Zn	2.62	2.53	2.95	2.81	2.61	3.01	3.26	2.79	2.17	2.01	2.12	2.14	2.56
		VPT \$/t	170	165	173	189	186	155	190	200	145	115	105	98	158
		A. de Veta	1.86	1.83	1.75	1.91	1.93	1.83	2.15	2.13	1.73	1.36	1.07	0.91	1.71
	A. de Minado	2.39	2.39	2.26	2.54	2.67	2.47	2.6	2.74	2.43	2.3	2000	1.61	2.37	

CONCLUSIONES

1. El incremento de la producción durante el periodo 2017 y 2018 fue del orden de 30,000 toneladas mediante la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos, mejorando la productividad del ciclo de minado y disminuyendo los costos operacionales. Asimismo, la mejora de las variables operacionales como recuperación de mineral y control de la dilución permitieron incrementar el valor de mineral durante el 2017 y 2018, con valores de mineral de 131 \$/t a 158 \$/t respectivamente.
2. La aplicación de los criterios operacionales (geológicos y geomecánicos) y económicos (costos de mina, planta, dilución y recuperación), conocido como el *trade off* permitió la selección adecuada del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos considerando un mayor margen de utilidad operacional de 62 \$/t respecto al *Bench and Fill* y *Cut and Fill*.
3. La implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos mejoró la productividad del ciclo de minado en la veta 11 durante el periodo 2018, con un tonelaje producido de 65,850, con un costo total de \$ 723,226.71 y un ingreso total de \$ 10,376,050 generando un margen operativo de la Veta 11 de \$ 9'652,823.29.
4. Las variables técnicas para la selección e implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, consideran el plan de producción diaria, los costos operacionales, la dilución y recuperación, siendo el costo total de \$ 59 /t, \$ 54 /t y \$ 82/t, para los métodos de minado *Cut and Fill*, *Bench and Fill* y *Sublevel stoping* respectivamente.
5. Las variables económicas en la selección e implementación del método de minado Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 mediante el *trade off*, considera la utilidad bruta operacional de 120 M\$.

6. Los parámetros de diseño del método de minado Sublevel stoping con taladros largos permitió el análisis unitario de cada etapa del ciclo de minado, considerando la mejora de la productividad en cada una de ellas entre el *forecast* y lo realizado en la veta 11.
7. Las leyes promedio del periodo 2018 fueron de, Ag@ 225 ppm, Zn@ 2.56 %, Pb@ 1.32 % y Cu@ 0.39 %, generando un valor de mineral de \$ 158/t Considerando una potencia promedio de la veta 11 de 1.71 metros y ancho de minado de 2.37 metros.
8. El total de metros perforados es de 53,082 metros considerando un total de 5,376 taladros durante el 2018. La ratio de perforación mayor se realizó durante el mes de agosto, con 4456 metros perforados.
9. El consumo de *Examón* durante el periodo 2018 fue de 67,256 kilogramos, con una ratio de 12.58 kg/taladro.
10. Los taladros perforados fueron de 448 taladros por mes, generando un consumo de 5,636 kilogramos de *Examón* por mes.
11. El consumo de *Semexsa* 1 1/2" x 12" durante el periodo 2018 fue de 6,389 kilogramos, con una ratio de 1.20 kg/taladro.
12. Los taladros perforados fueron de 448 taladros por mes generando un consumo de 538 kilogramos de *Semexa* por mes.
13. El acarreo de mineral fue de 68,912 toneladas mediante el *scoop*, *Sandvick* LH203 de un total de 78,624 toneladas programadas.

14. El cumplimiento de acarreo de mineral durante el periodo 2018 fue del 88 %. Este menor cumplimiento a lo programado se debe a la disponibilidad del equipo de limpieza.
15. El ciclo de tiempo de acarreo de mineral es de 7.37 minutos en una distancia máxima de 150 metros.
16. Las horas efectivas operacionales es de nueve horas por día considerando 28 días al mes y 234 toneladas por día se transportará 6,552 toneladas por mes.
17. El acarreo de relleno fue de 47,555 toneladas mediante el *scoop Sandvick* LH203 de un total de 48,384 toneladas programadas.
18. El cumplimiento de acarreo de desmonte durante el periodo 2018 fue del 98 %.
19. El ciclo de tiempo de acarreo de desmonte es de 7.37 minutos en una distancia máxima de 150 metros.
20. Las horas efectivas operacionales son de nueve horas por día, considerando 28 días al mes y 144 toneladas por día se transportará 4032 toneladas por mes.

RECOMENDACIONES

1. Seguir analizando e interpretando los resultados de la implementación de taladros largos en las diferentes U.E.A. de la compañía minera Argentum.
2. Definir en mayor detalle las variables del ciclo de minado de los métodos de minado con taladros largos en la veta 11 para considerar las mejores prácticas en un análisis del benchmarking interno.
3. Analizar e interpretar las variables de recuperación y dilución en los diferentes métodos de minado de las diferentes estructuras mineralizadas de la compañía minera y realizar analogías con el método de minado Sublevel stoping con taladros largos.
4. Definir en mayor detalle la estructura de los costos de operación (*Opex*) en el método de minado taladros largos y su implicancia en el desarrollo y preparación de labores de mayor distancia horizontal y vertical.
5. Definir en mayor detalle los costos de capital (*Capex*) en cada estructura mineralizada a ser minada, para así definir el flujo de caja real y definir su rentabilidad económica.
6. Realizar programas de optimización y reducción de costos a partir de los análisis técnicos económicos de los métodos de minado a implementar.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. MORÁN MONTOYA, José Luis. *Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la unidad de Uchucchacua de la compañía minera Buenaventura S.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2009.
2. APAZA ARIVILCA, Edwin Robin. *Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras - Pashsa, mina Huarón S.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional San Agustín, 2013, 138 pp.
3. VILLALTA COLCA, Roger Sergio. *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta virginia de la unidad de San Cristóbal de la Compañía Minera Volán S.A.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2018, 125 pp.
4. DE LA CRUZ ESCOBAR, Plácido, MALLCO IRRAZABAL, Percy. *Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona Esperanza - Cía. Minera Casapalca S.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica, 2011, 72 pp.
5. GARCIA DÁVILA, Jesús Javier. *Planeamiento minero de Corporación Minera Castrovirreyña Compañía Minera S.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú, 2011, 84 pp.
6. HUAMANCAYO HUAYHUA, Héctor Jesús. *Aplicación de taladros largos en vetas angostas en la Mina Yauliyacu.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2007.
7. MACLAUGHLIN, Donald H. *The Geology and Physiography of the Peruvian Cordillera, departments of Junín and Lima. Bulletin of the Geological Society of America.* Setiembre: 1924. Vol. 35,591-632.
8. FONTBOTÉ, L., AMSTUTZ, G. C., CARDOZO, M., CEDILLO, E., FRUTOS, J. *Evolución metalogénica del Domo de Yauli, Centro del Perú. Stratabound Ore Deposits in the Andes.* Sociedad de Geología, 1990. ISBN 978-3-642-88282-1
9. TERRONES, A. *La estratigrafía del distrito minero de Morococha. Soc. Geol. Perú.- Vol. Jub., parte 2, fasc. 8, 15 p. 1949.*

10. JENKS, W. F. *Triassic to Tertiary Stratigraphy near Cerro de Pasco, Perú*. *Soc. Geol. Amer. Bull*, Vol. 62, p. 203-219. 1951.
11. Informe Morococha.[Documento PDF]. Ingeniería de Minas: UNCP. [Fecha de consulta: 24 de marzo del 2020] Disponible en : <https://pdfslide.tips/documents/38631243-informe-morococha.html>

ANEXOS

Anexo A

Matriz de consistencia

Tabla 41. Matriz de Consistencia

Problema	Objetivos	Hipótesis
Problema general	Objetivos generales	Hipótesis generales
¿Cuál es el resultado de analizar las variables técnicas y económicas en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?	Desarrollar una metodología para incorporar nuevas variables técnicas y económicas, para mejorar la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita	incorporar nuevas variables técnicas y económicas en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, mejorara la productividad operacional en la U.E.A. Manuelita
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
¿Cómo aplicar los criterios de diseño operacional en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?	Determinar los criterios de diseño operacional en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita	La realización eficiente de los criterios de diseño operacional en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11, permitirá controlar las variables operacionales en la U.E.A. Manuelita
¿Cómo mejorar la productividad en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 de la U.E.A. Manuelita?	Determinar la mejora de la productividad en la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 en el ciclo de minado de la U.E.A. Manuelita	El cumplimiento seguro y eficiente de la implementación del método de explotación Sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 permitirá la mejora de la productividad en el ciclo de minado de la U.E.A. Manuelita

Anexo B
Plano general de ubicación de todas las instalaciones



Figura 25. Litología de Morococha
Fuente: Departamento de Geología de compañía minera Argentum S. A.

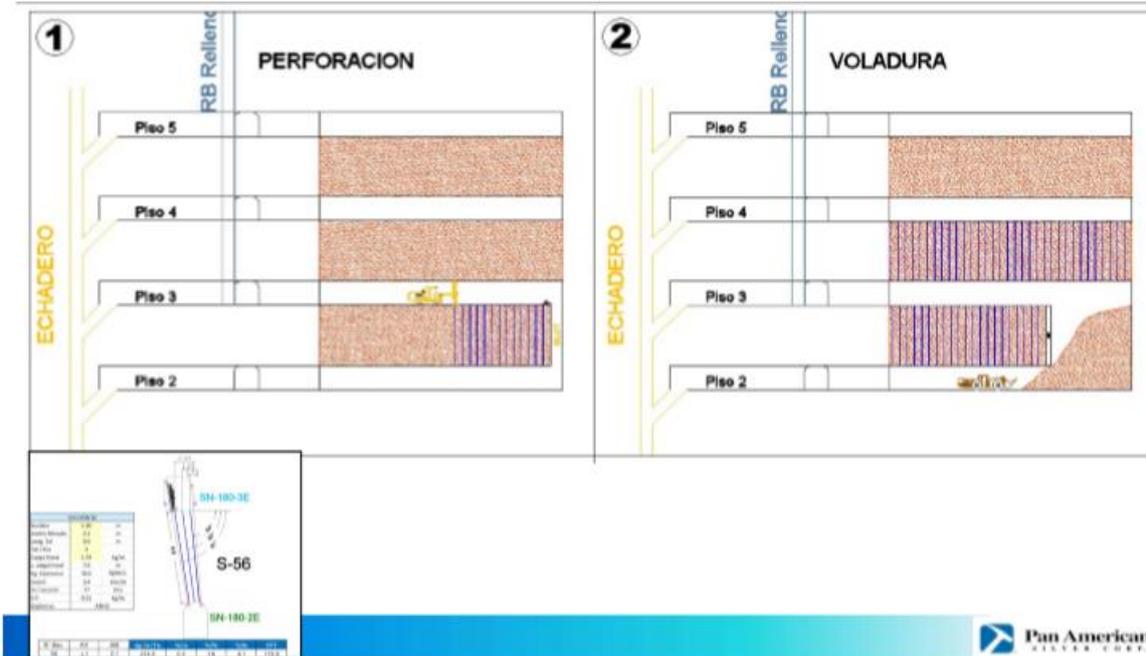
Anexo B
Estudio geomecánico detallado U. E. A. Manuelita

- 1.- VETA 6
- 2.- VETA 11
- 3.- VETA CAROLINA
- 4.- VETA ROMA
- 5.- RAMAL MANUELITA



Figura 26. Plano geomecánico Galería 725 W_veta 11
Fuente: Departamento de Geomecánica de compañía minera Argentum S. A.

Anexo C Diseño de explotación taladros largos (SLS) U.E.A. Manuelita



Perforación

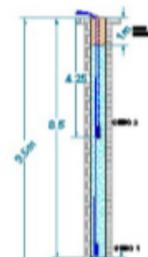
1. En la etapa de preparación de los subniveles de perforación, se deberá considerar:
 - Sección mínima de 2.4m de ancho y 3.0m de altura.
 - Refugios para el operador del scoop a control remoto cada 25m, con sección de 2m de ancho x 2m de alto y 1.50m de largo. Su ubicación será de acuerdo a la ubicación de la cabina del scoop (al techo o piso de la veta).
 - Ventilación forzada mediante ventiladores eléctricos y sus respectivas mangas de ventilación.
 - Además del sostenimiento de las cajas y corona, en función a la recomendación geomecánica, instalar pernos de 1.5m hacia la caja techo a 0.50m del piso y a menos 45° de inclinación, espaciados cada 1.50m.
 - Los nichos para tableros eléctricos, se harán cada 50m, con sección de 1.5m de ancho x 1.80m de altura y 1.50 de longitud.
2. En la etapa de perforación de taladros largos:
 - En el subnivel superior de perforación, debe instalarse las "colas de chacho", para asegurar el cable de acero y éste debe unir la caja techo y la caja piso a una altura de 1.50m. Este será usado por el operador y ayudante del equipo de taladros largos como línea de vida.
 - Contar con iluminación en los subniveles superior e inferior.
 - Contar los planos de perforación según el diseño realizado por el Área de Planeamiento, donde incluye longitud de taladro, inclinación, ubicación del inicio de cada taladro.
 - La perforación se realizara en forma negativa, del nivel superior al nivel inferior.
 - Debe haber 03 filas perforadas acumuladas, respecto al área disparada para reducir la exposición a caída de persona.
 - La malla de perforación será en función a los factores geológicos y explosivo a usar.
 - Al término de perforación de cada guardia, el acceso hacia el área explotada debe quedar bloqueada con malla electrosoldada.

PERFORACIÓN DE SLOT O CARA LIBRE

Voladura

1. Malla de perforación
 - La malla de perforación debe considerar taladros de alivio en los contornos del tajeo, para reducir el daño al macizo rocoso.
 - Los explosivos a utilizarse son: Dinamita 65% x 1 1/2"x12" y ANFO
 - Los accesorios de voladura se usarán: Fulminante antiestático no eléctrico, pentacord, mecha rápida y armada de mecha lenta.
2. Proceso de carguo de taladros
 - Los cargadores utilizarán obligatoriamente el arnes de seguridad con doble línea de anclaje, quienes se sujetarán en el cable de acero, previamente instalado.
 - Preparar el número de "cebos" previamente en función al número de taladros a disparar. El número de filas pueden ser 1, 2 ó 3, dependiendo de las condiciones geológicas del macizo rocoso.
 - Colocar un tapón en la parte inferior del taladro, luego rellenar 1.0m con detritus. Ubicar el "cebo 1" a 8.5m del taladro y vaciar el ANFO hasta 4.25m. Luego colocar el "cebo 2" a 4.25m y vaciar ANFO hasta 1m. Finalmente completar con detritus hasta llenar el taladro.

DISEÑO DE CARGA DE
EXPLOSIVO EN TALADROS



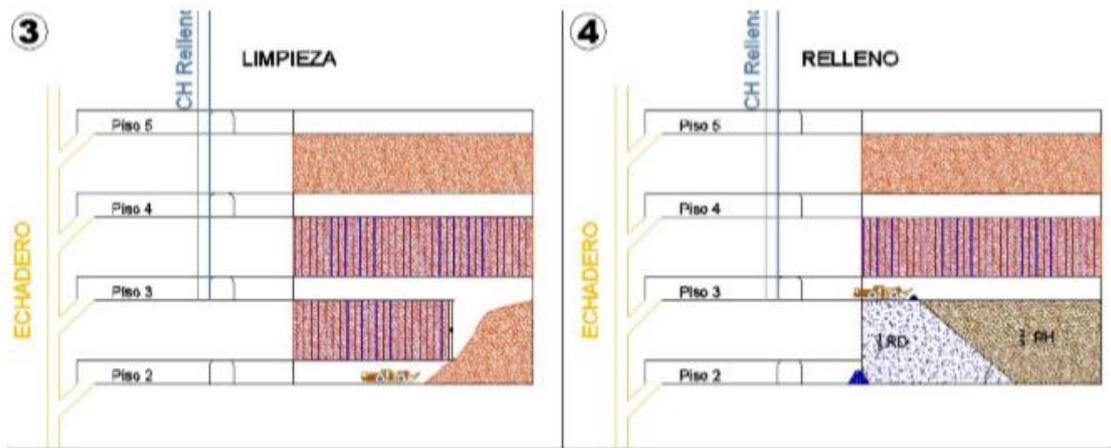


Figura 27. Secuencia de perforación y voladura
Fuente: Departamento de Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

MANUELITA VETA 11



Estructura	Valores	Ene-18	Feb-18	Mar-18	Abr-18	May-18	Jun-18	Jul-18	Ago-18	Sep-18	Oct-18	Nov-18	Dic-18	Total 2018
Veta 11	TMS	7,100	6,100	5,500	5,200	4,750	5,250	3,700	6,000	6,500	6,500	4,500	4,750	65,850
	Ag g/t	253	248	241	281	284	203	261	296	212	160	135	117	225
	% Cu	0.38	0.37	0.39	0.46	0.47	0.32	0.47	0.58	0.43	0.34	0.29	0.21	0.39
	% Pb	1.37	1.33	1.52	1.64	1.58	1.31	1.67	1.82	1.19	0.86	0.72	0.86	1.32
	% Zn	2.62	2.53	2.95	2.81	2.61	3.01	3.26	2.79	2.17	2.01	2.12	2.14	2.56
	VPT \$/t	170	165	173	189	186	155	190	200	145	115	105	98	158
	A. de Veta	1.86	1.83	1.75	1.91	1.93	1.83	2.15	2.13	1.73	1.36	1.07	0.91	1.71
	A. de Minado	2.39	2.39	2.26	2.54	2.67	2.47	2.60	2.74	2.43	2.30	2.00	1.61	2.37

Precios Budget 2018: Ag: 16.50 \$/onz Cu: 6,000 \$/tm Pb: 2,200 \$/tm Zn: 2,800 \$/tm

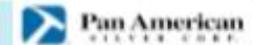


Figura 29. Plano de ubicación y cuadro de producción 2018 de la veta 11
Fuente: Departamento de Planeamiento de compañía minera Argentum S. A.

Anexo E
Registros lineales de la veta 11 – U.E.A. Manuelita

REGISTRO LINEAL VETA 11 - MINA MANUELITA				PROYECTO : VETA - 11		CIA MINERA ARGENTUM S.A		Caja: TECHO										
				UBICACIÓN : SN-105.1E														
				TIPO DE ROCA : VOLCANICO														
REGISTRO No.		No de Discont.	Linea Apert.	ORIENTACION DE LA EXPOSICION:		HOJA No. 01		De:										
				DIMENSION DE LA EXPOSICION :		EJECUTADO POR: CARLOS CHACON		FECHA: 17-11-10										
DISC. No.	DISTANCIA A LA INTERSECC. DE LA DISCONTIN. (m)	TIPOS DE DISCONTINUIDAD E = ESTRATIF. F = FALLA D = DIACLASA m = MICROFALLA SE = SOBRESCLUS. C = CONTACTO	ORIENTACION		TERMINACION	Rc (Mpa)	RQD %	PERSIST (m)	APERTURA (mm)	ALTERACION	BELLEND		ONDULAC	ESPACIADO (mm)	AGUA	No. JUNTS. LIM. LARES (por metro)	OBSERVACIONES	
			RUMBO / DIRECCION DE BUZAMIENTO	BUZAM.							TIPO	DUREZA						RUGOSIDAD
	10		78	83		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	10.5		35	28		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	11.5		35	28		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	13		35	28		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	13		192	87		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	13.1		280	80		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	13.5		192	87		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	14		280	80		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	14		280	87		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	14		298	82		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	14.5		280	87		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	14.5		298	82		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	15		280	87		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	15		274	82		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	16		10	55		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	16.5		185	59		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	17		10	55		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	17.1		280	80		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	17.3		185	59		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	17.5		185	59		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	18.5		288	84		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	
	20		148	72		12	13	4	3	5	4	2	5	2	8	4	1	

Figura 30. Registro geomecanico del SN 105-1E_ veta 11
Fuente: Departamento de Geomecánica de compañía minera Argentum S. A.

REGISTRO LINEAL VETA 11 - MINA MANUELITA				PROYECTO : VETA-11		CIA MINERA ARGENTUM S.A		Caja: TECHO										
				UBICACIÓN : GAL-011E														
				TIPO DE ROCA : VOLCANICO														
REGISTRO No.		No de Discont	Linea Agent	ORIENTACION DE LA EXPOSICION :				HOJA No.	De									
				DIMENSION DE LA EXPOSICION :				EJECUTADO POR: CARLOS CHACON	FECHA : 17-11-15									
DISC. No	DISTANCIA A LA INTERSECCION DE LA DISCONTINUIDAD (m)	TIPO DE DISCONTINUIDAD E = ESTRATIFICACION F = FALLA D = DIACLASA M = MICROFALLA SE = SOBRESUCESION C = CONTACTO	ORIENTACION		TERMINACION (1) Otra Discontinuidad (2) Roca Intacta (3) Continua	Rc (Mpa) (1) >250 (2) 250-100 (3) 100-50 (4) 50-25 (5) < 25	RGD % (1) <25% (2) 25-50% (3) 50-75% (4) 75-90% (5) 90-100%	FERRIS (m) (1) < 1 (2) 1 - 3 (3) 3 - 10 (4) 10 - 20 (5) > 20	APERTURA (mm) (1) Nada (2) 0 - 1 mm (3) 1.1 - 5 mm (4) 5 - 10 mm (5) > 10 mm	ALTERACION (1) Intacta (2) Lig. Alterada (3) Mod. Alterada (4) Muy Alterada (5) Desconspuesta	RELLENO		ONDULACION (1) Plana (2) Poco ondulada (3) Ondulada	ESPACIADO (mm) (1) > 2m (2) 0.5 - 2m (3) 0.2 - 0.5m (4) < 0.05m	AGUA (1) Seco (2) Lig. Húmedo (3) Húmedo (4) Gotando (5) Agua Fluye	Nro. JUNTAS MILIMETROS (por metro)	OBSERVACIONES	
			RUMBO / DIRECCION DE BUZAMIENTO	BUZAMIENTO							TIPO	DUREZA						ROGOSIDAD (1) Muy Rugosa (2) Rugosa (3) Lig. Rugosa (4) Lige. Rugosa (5) Liza o Estrat.
	177.8		150	78		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	177.7		245	59		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	178.4		5	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	178.6		5	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	178.8		5	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	179		5	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	179.3		5	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	180.1		345	68		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	180.15		215	63		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	180.9		340	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	181		340	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	181.6		340	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	181.7		250	66		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	181.8		340	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	181.8		340	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	182		250	66		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	182.5		115	70		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	183.65		235	70		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	183.8		235	70		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	184.3		300	85		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	184.5		280	44		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	184.8		28	61		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	185.3		240	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	185.7		240	76		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	186		124	77		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	186.4		245	88		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	186.8		245	80		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	187.7		15	57		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	188.8		150	65		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	187.4		185	80		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	187.8		185	80		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	
	188		120	80		12	13	4	3	5	4	2	5	1	10	7	1	

Figura 31. Registro geomecanico de la galeria 011 E_ veta 11
Fuente: Departamento de Geomecánica de compañía minera Argentum S. A.

Anexo F
Cobertura de requerimiento de aire U.E.A. Manuelita

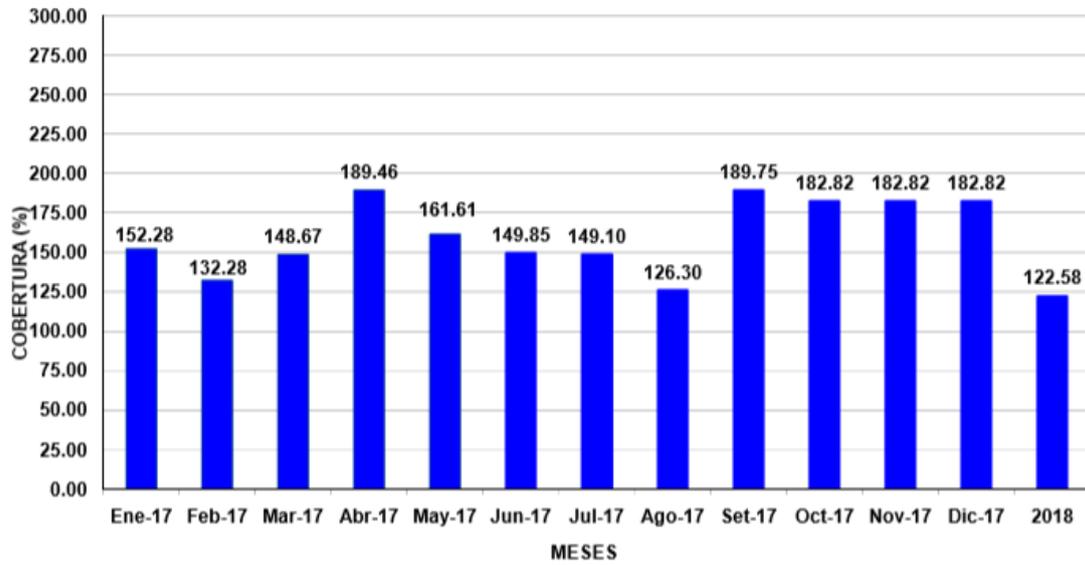


Figura 32. Cobertura de aire 2018

Anexo G

Ingresos y requerimientos de aire U. E. A. Manuelita

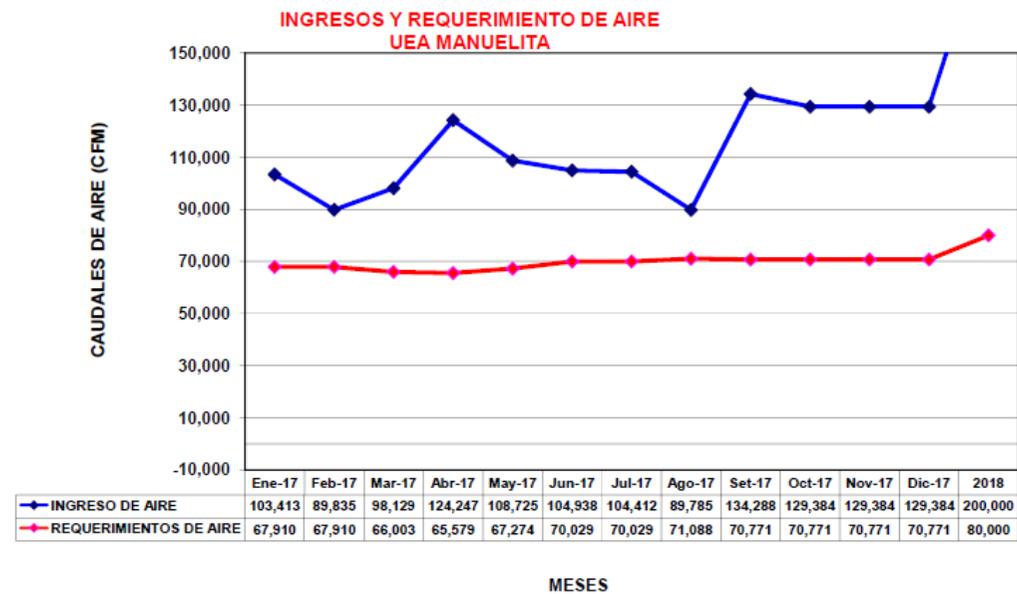


Figura 33. Ingresos y requerimientos de aire U.E.A. Manuelita

Anexo H
Trade off veta 11 – U. E. A. Manuelita



MEMORIA DE CALCULO
IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN " TALADROS LARGOS" EN LA VEATA 11 - UEA MANUELITA

PROYECTO DE TESIS

CÁLCULO DEL CUT OFF

DISCIPLINA: MINAS

UNIVERSIDAD CONTINENTAL

Aprobado por:

Asesor : Ing. Javier Cordova Blancas
Organizado : James Beltran Espinoza
Desarrollado : James Beltran Espinoza

REV.	ELABORADO	REVISADO	EMITIDO PARA	FECHA	CHK'D
A	J. Beltran	J. Cordova	Revisión interna	09/08/2019	√

comentarios:

Documento elaborado por James Beltran Espinoza MC-001-2019
Universidad Continental, Huancayo-Perú



1.0 ALCANCE

Determinar la ley de corte para el método de minado recomendado para la Veta 11-UEA Manuelita.

2.0 OBJETIVOS

Determinar el Cut-Off por cada método de minado propuesto el cual permita una explotación de 2,000 tpd para el método Cut & Fill, 2,000 tpd para Sub level Stopping y 2,000 tpd para Bench & Fill.

C&F: Cut & Fill Stopping

B&F: Bench and Fill Stopping

SLS Sublevel Stopping Longitudinal (con relleno)

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la siguiente información:

ANEXO C	Reporte de Recursos
ANEXO D	Cálculo del Dimensionamiento de Producción
ANEXO F	Benchmarking Método de Explotación
Precios de Metales	Investigado
Parámetros de Cálculo	Proporcionado por Compañía Minera Argentum

4.0 DESCRIPCIÓN

Para realizar el cálculo del Cut-Off se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Cuantificar el pago por cada elemento, luego se obtiene el pago total del concentrado.
- 2.- Calculo de las deducciones, maquila y penalidades .
- 3.- Calculo del valor por tonelada de mineral NSR
- 4.- Calculo de la Ley Equivalente de Zinc

5.0 PROCEDIMIENTO

Precios de Metales

Ag	US\$/Oz	17	US\$/lb	0.01
Cu	US\$/t	5,732	US\$/lb	2.60
Pb	US\$/t	2,370	US\$/lb	1.08
Zn	US\$/t	2,271	US\$/lb	1.03

Costo Operativo

Descripción	Unid.	C&F	SLS	B&S
Planta	US\$/t	5.8	5.8	5.8
Administración	US\$/t	3.2	3.2	3.2
Transporte	US\$/t	0.0	0.0	0.0
Costo Mina	US\$/t	50	45	73
Costo Total	US\$/t	59	54	82

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

7.0 RESULTADOS

Realizando el Cálculo de los factores del NSR y la ley equivalente se tienen las siguientes fórmulas (Ver anexo 9.1 donde se muestra el procedimiento de cálculo)

7.1.- NET SMELTER RETURN (NSR)

$$NSR = (Ley Zn * 11.776) + (Ley Pb * 13.336) + (Ley Ag * 9.304) + (Ley Cu * 1.04)$$

7.2.- LEY EQUIVALENTE

$$Zn Eq = Ley Zn + Ley Pb * \frac{(Precio Pb * Recuperación Pb)}{(Precio Zn * Recuperación Zn)} + Ley Ag * \frac{(Precio Ag * Recuperación Ag)}{(Precio Zn * Recuperación Zn)} + \dots$$

$$Zn Eq = (Ley Zn * 1.000) + (Ley Pb * 1.132) + (Ley Ag * 0.790) + (Ley Cu * 0.088)$$

7.3.- RESUMEN

Método de Minado	Cut - Off ZnEq %	NSR US\$/t
Cut & Fill Stopping	2.65	265
Bench and Fill Stopping	3.68	265
Sublevel Stopping Longitudinal	2.43	265

8.0 CONCLUSIONES

Tomando en consideración los costos de minado escalados a un ritmo de producción de 2,000 tpd para el método Cut & Fill, 2,000 tpd para Bench and Fill y 2,000 tpd para Sublevel Stopping, se obtuvo los Cut-Off equivalentes en zinc por método de minado obteniendo que el menor cut-off es para Sublevel Stopping (2.43% ZnEq).

9.0 ANEXOS

9.1 Anexo I. Hoja de Cálculo detallada: **PARÁMETROS DE CÁLCULO DEL CUT-OFF Y EL NSR.**

9.2 Anexo II. Hoja de Cálculo detallada: **CÁLCULO DEL CUT-OFF INICIAL Y EL NSR.**

9.3 Anexo III. Hoja de Cálculo detallada: **CÁLCULO DEL CUT-OFF Y EL NSR - CUT AND FILL**

9.4 Anexo IV. Hoja de Cálculo detallada: **CÁLCULO DEL CUT-OFF Y EL NSR - BENCH AND FILL**

9.5 Anexo V. Hoja de Cálculo detallada: **CÁLCULO DEL CUT-OFF Y EL NSR - SUB LEVEL STOPING**



ANEXO I: PARÁMETROS DE CÁLCULO DEL CUT-OFF Y EL NSR

PARÁMETROS DE CÁLCULO

I. TIEMPOS DE TRABAJO

Onz, Tn, %

OPERACIÓN

Días trabajados	d/año	360
	d/mes	30
Guardias por día	guardia/d	2
Duración de guardia	h/guardia	12
Tiempo de operación bruto	h/año	8,640

PRODUCCIÓN CUT AND FILL STOPING

Diaria	ton	2,000
Mes	ton	60,000
Año	ton	720,000

PRODUCCIÓN BENCH AND FILL STOPING

Diaria	ton	2,000
Mes	ton	60,000
Año	ton	720,000

PRODUCCIÓN SUB LEVEL STOPING LONGITUDINAL (CON RELLENO)

Diaria	ton	2,000
Mes	ton	60,000
Año	ton	720,000

II. PARÁMETROS DE DISEÑO

DILUCIÓN

Cut and Fill	%	12
Bench and Fill Stopping	%	14
Sublevel Stopping Longitudinal (con relleno)	%	14

RECUPERACIÓN

Cut and Fill	%	88
Bench and Fill Stopping	%	88
Sublevel Stopping Longitudinal (con relleno)	%	78

III. PARÁMETROS ECONÓMICOS - FINANCIEROS

Planta	US\$/t	5.80
Administración	US\$/t	3.20
Transporte	US\$/t	0.00
Sub Total	US\$/t	9

Costo mina por metodo

Cut and Fill	US\$/t	50
Bench and Fill Stopping	US\$/t	45
Sublevel Stopping Longitudinal (con relleno)	US\$/t	73
Costo Total Por Método		
Cut and Fill	US\$/t	59
Bench and Fill Stopping	US\$/t	54
Sublevel Stopping Longitudinal (con relleno)	US\$/t	82

PRECIO DE METALES

Precios

Ag	US\$/Oz	17
Cu	US\$/t	5,732
Pb	US\$/t	2,370
Zn	US\$/t	2,271
Humedad concentrado	%	3

- CONCENTRADO DE COBRE

Recuperación	Cu	%	60.50
	Ag	%	36.08
Ley en el concentrado Cobre	Cu	%	20.66
	Ag	Onz/t	114.8

DEDUCCIONES

Ley neta Cu	%	17.66
Deducción 1	%	94
Deducción 2	%	-3
Ley neta de Ag	%	105.62
Deducción 1	%	92
Deducción 2	%	-1.5

Refineria

Ag	US\$/Oz	-1.7
Maquila sin escalador	US\$/t	
CIP,CIF/FOB	US\$/t	288
Precio base	US\$	5,732
Escalador	US\$/t	2.0
Maquila con escalador		
CIP,CIF/FOB	US\$/t	290

IV. PARÁMETROS DE CONCENTRADO**- CONCENTRADO DE PLOMO**

Recuperación	Pb	%	80.27
	Ag	%	39.73
Ley en el concentrado Plomo	Pb	%	57
	Ag	Onz/t	97.50

DEDUCCIONES

Ley neta Pb		%	48.09
Deducción 1		%	84
Deducción 2		%	-8

Maquila sin escalador		US\$/t	
CIP,CIF/FOB		US\$/t	265
Precio base		US\$	17
Escalador		US\$/t	10.1
Maquila con escalador			
CIP,CIF/FOB		US\$/t	275

- CONCENTRADO DE ZINC

Recuperación	Zn	%	88.57
	Ag	%	12.89
Ley en el concentrado Zinc	Zn	%	52
	Ag	Onz/t	8.70

DEDUCCIONES

Ley neta Zn		%	48.94
Deducción 1		%	94
Deducción 2		%	1

Ley neta Mo		%	0.00
Deducción 1		%	

Ley neta Ag		Onz/t	8.09
Deducción 1		%	93

REFINERIA

Cu		US\$/t	243
Mo		US\$/t	0
Costo de tratamiento		US\$/t	112
Maquila con escalador			
CIP,CIF/FOB		US\$/t	355

- TRANSPORTE CONCENTRADO			
Concentrado de Cobre			
Maritimo		US\$/tmh	44.5
Transporte Cu Con		US\$/tms	44.5
Concentrado de Plomo			
Marítimo		US\$/tmh	43.05
Tren		US\$/tmh	0
Transporte Pb Con		US\$/tms	43.05
Merma		%	0.3
Concentrado de Zinc			
Marítimo		US\$/tmh	79.9
Tren		US\$/tmh	0
Transporte Zn Con		US\$/tms	79.9
PERDIDAS Y PENALIDADES			
Merma		%	0.2
Penalidades		As	
0.2 < As <= 0.5		US\$/tm	<u>2.5</u>
0.5 < As <= 1.0		US\$/tm	<u>7.5</u>
1.0 < As		US\$/tm	<u>11.0</u>

Figura 34. Cálculo del Cut Off



Universidad
Continental

MEMORIA DE CALCULO

IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN " TALADROS LARGOS" EN LA VEATA 11 - UEA MANUELITA

PROYECTO DE TESIS

TRADE OFF DEL MÉTODO DE MINADO

DISCIPLINA: MINAS

UNIVERSIDAD CONTINENTAL

Aprobado por:

Asesor : Ing. Javier Cordova Blancas
Organizado : James Beltran Espinoza
Desarrollado : James Beltran Espinoza

REV.	ELABORADO	REVISADO	EMITIDO PARA	FECHA	CHK'D
A	J. Beltran	J. Cordova	Revisión interna	09/08/2019	√

comentarios:

Documento elaborado por James Beltran Espinoza
Universidad Continental, Huancayo-Perú

MC-001-2019



1.0 ALCANCE

Determinar el método de minado mas apropiado para el Estudio de Tesis: "Implementación del Método de Explotación Taladros Largos en Veta 11-UEA Manuelita.

2.0 OBJETIVOS

Determinar el métodos de minado con mayor utilidad bruta el cual permita una explotación de 2,000 tpd.

Métodos de Minado Pre-Seleccionados

C&F: Cut & Fill Stoping

B&F: Bench and Fill Stoping

SLS Sublevel Stoping Longitudinal (con relleno)

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la siguiente información:

ANEXO C	Reporte de Recursos
ANEXO D	Cálculo del Dimensionamiento de Producción
ANEXO E	Benchmarking Método de Explotación
ANEXO F	Cálculo del Cut Off
Precios de los Metales	Proporcionado por Compañía Minera Argentum
Parámetros de Cálculo	Proporcionado por Compañía Minera Argentum

4.0 DESCRIPCIÓN

Para determinar el método de minado que se adecue al yacimiento se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Determinar el cut off y reporte de recursos por método de minado.
- 2.- Calculo de costo operativo
- 3.- Calculo del NSR por método de minado
- 4.- Determinar Margen bruto por método de minado

5.0 PROCEDIMIENTO

Costo Operativo

Descripción	Unid.	C&F	SLS	B&S
Planta	US\$/t	5.4	5.4	5.4
Administración	US\$/t	1.4	1.4	1.4
Transporte	US\$/t	0.0	0.0	0.0
Costo Mina	US\$/t	40	58	36
Costo Total	US\$/t	47	65	43

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

7.0 RESULTADOS

Realizando el Cálculo de los factores del NSR y la ley equivalente se tienen las siguientes fórmulas (Ver anexo 9.1 donde se muestra el procedimiento de cálculo)

7.1.- NET SMELTER RETURN (NSR)

$$NSR = (Ley Zn * 11.776) + (Ley Pb * 13.336) + (Ley Ag * 9.304) + (Ley Cu * 1.04)$$

7.2.- LEY EQUIVALENTE

$$Zn Eq = Ley Zn + Ley Pb * \frac{(Precio Pb * Recuperación Pb)}{(Precio Zn * Recuperación Zn)} + Ley Ag * \frac{(Precio Ag * Recuperación Ag)}{(Precio Zn * Recuperación Zn)} + \dots$$

$$Zn Eq = (Ley Zn * 1.000) + (Ley Pb * 1.132) + (Ley Ag * 0.790) + (Ley Cu * 0.088)$$

7.3.- RESUMEN

Método de Minado	Cut - Off ZnEq %	NSR US\$/t
Cut & Fill Stopping	2.65	265
Bench and Fill Stopping	3.68	265
Sublevel Stopping Longitudinal	2.43	265

8.0 CONCLUSIONES

Tomando en consideración los costos de minado escalados a un ritmo de producción de 2,000 tpd para el método Cut & Fill, 2,000tpd para Bench & Fill y 2,000tpd para Sub level Stopping, se obtuvo los Cut-Off equivalentes en zinc por método de minado obteniendo que el menor cut-off es para el Bench and Fill Stopping (2.43% ZnEq).

9.0 ANEXOS

9.1 Anexo I. Hoja de Cálculo detallada: **SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO**

Figura 35. Memoria de cálculo



SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM	Unid	Cut and Fill	Bench and Fill	Sub level Stoping
Producción	tpd	2,000	2,000	2,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	176,091	176,091	176,091
Ag	Gr/t	178.44	178.44	178.44
Cu	%	0.19	0.19	0.19
Pb	%	1.38	1.38	1.38
Zn	%	3.13	3.13	3.13
ZnEq	%	180.02	180.02	180.02
NSR	US\$/t	2,120	2,120	2,120
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	50	45	73
Planta	US\$/t	5.80	5.80	5.80
Administración	US\$/t	3.20	3.20	3.20
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	59	54	82
Ley Corte Eq_Zn %	%	2.650	3.680	2.430
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
Recursos	t	552,284	552,284	552,284
Ag	Gr/t	210.96	210.96	210.96
Cu	%	0.23	0.23	0.23
Pb	%	1.53	1.53	1.53
Zn	%	3.09	3.09	3.09
ZnEq %	%	212.70	212.70	212.70
NSR	US\$/t	2,505	2,505	2,505
JBE				
Recuperación	%	88	88	78
Dilución JBE	%	12	14	14
Reservas Minables (*)	t	544,331	554,051	491,091
Ag	Gr/t	188.357	185.053	185.053
Cu	%	0.205	0.202	0.202
Pb	%	1.366	1.342	1.342
Zn	%	2.759	2.711	2.711
ZnEq %	%	189.912	188.270	188.270
NSR	US\$/t	2,236	2,197	2,197
Costo Total	US\$/t	59	54	82
Margen	US\$/t	2,177.4	2,143.2	2,115.2
Utilidad Bruta	US\$ MM	1,185	1,187	1,039
Diferencias				
Margen	US\$/t	-	34	62
Utilidad Bruta	US\$ MM	-	-2	146

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

Figura 36. Cálculo de Trade Off del método de minado