

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

“INFLUENCIA DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
SUBLEVEL STOPING EN LA RENTABILIDAD DEL MINADO DE
VETAS ANGOSTAS EN LA UNIDAD MINERA XYZ”

PARA OBTENER EL GRADO ACADÉMICO DE MAESTRO EN
GESTIÓN MINERA

ELABORADO POR:
WILLIAMS ELIO HINOSTROZA RÍOS

ASESOR
M.Sc. Ing. JAVIER EDUARDO PERALES ORELLANA

LIMA – PERÚ
2021

Agradecimiento

Agradezco a Dios, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional.

De la misma manera quiero expresar mi más sincero agradecimiento a la Unidad de Posgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalurgia de la Universidad Nacional de Ingeniería representado por su director Dr. Alberto Landauro Abanto, a mi Asesor M.Sc. Javier Perales Orellana, a los profesores y a todo el personal administrativo por su apoyo en mi formación y la culminación con este trabajo de tesis.

Finalmente quiero agradecer a Silvana Marcelo Huere por su apoyo en clase durante el desarrollo de la Maestría.

Dedicatoria

Este trabajo se lo dedico a Dios. A mis padres Ofelia (+) y Ambrocio por su apoyo incondicional y por creer en mí. A mis hermanos Jhon, Natalia y Rivelino por su compañía invaluable y finalmente a mi esposa e hija Rocío, por ser la motivación que guía mi camino.

Resumen Ejecutivo

La unidad minera XYZ produce concentrados de plata, plomo y zinc. Para extraer el mineral del subsuelo se utiliza el minado mecanizado y convencional. El mayor volumen de mineral proviene de los depósitos de vetas y cuerpos. El tipo de depósito y el método de minado son dos aspectos tratados en esta tesis.

El objetivo principal de esta tesis fue aplicar al método de explotación mecanizado Sublevel Stopping, para influir en el incremento de la rentabilidad del minado de vetas angostas. Este objetivo se planteó debido a que las vetas angostas se habían dejado de explotar por su elevado costo, baja productividad y lento minado.

Para analizar la situación se llevaron a cabo reuniones con la Gerencia Operaciones, Superintendencia de Planeamiento, Superintendencia de Mina, Superintendencia de Geología y la jefatura de Perforación y Voladura. Con las reuniones efectuadas se determinaron las causas que ocasionaban el problema de la baja rentabilidad del minado de vetas angostas.

Con el posterior análisis de la data obtenida se determinaron que las causas raíces fueron el método de explotación convencional y lo excesivamente angosta de la veta. Para enfrentar estas causas raíces se plantearon contramedidas o alternativas de solución que permitieran a la empresa explotar la veta con mayor rentabilidad. Estas medidas fueron aplicar el método de explotación sublevel stopping y minar la veta conjuntamente con el

diseminado adyacente. Con los cambios efectuados, se logró mejorar el Margen Operativo de 14.75 US\$/TM a 15.5 US\$/TM. Los indicadores de rentabilidad se incrementaron de 130,163 US\$ a 280,206 US\$ para el VAN, de 7% a 27% para el TIR y del 1.43 a 1.53 B/C.

Abstract

The XYZ mining unit produces silver, lead and zinc concentrates. Mechanized and conventional mining is used to extract the mineral from the subsoil. The largest volume of ore comes from vein and body deposits. The type of deposit and the mining method are two aspects treated in this thesis.

The main objective of this thesis was to apply the mechanized exploitation method Sublevel Stopping, to influence the increase in the profitability of the mining of narrow veins. This objective was raised because the narrow veins were being left to exploit due to their high cost, low productivity and slow mining.

To analyze the situation, meetings were held with the Operations Management, Planning Management, Mine Management, Geology Management and the Drilling and Blasting Management. With the meetings held, the reason that caused the problem of low profitability of narrow vein mining were determined.

With the subsequent analysis of the data obtained, it was determined that the root causes were the conventional exploitation method and the excessively narrow vein. To address these root causes, countermeasures or alternative solutions were proposed that would allow the company to exploit the vein with greater profitability. These measures were to apply the sublevel stopping method of exploitation and mine the vein together with the adjacent disseminated one. With the changes made, it was possible to improve the

Operating Margin from 14.75 US \$ / MT to 15.5 US \$ / MT. Profitability indicators increased from US \$ 130,163 to US \$ 280,206 for the NPV, from 7% to 27% for the IRR and from 1.43 to 1.53 for the B / C.

Tabla de Contenidos

Agradecimiento	ii
Dedicatoria	iii
Resumen Ejecutivo	iv
Abstract	vi
Tabla de Contenidos	viii
Lista de Tablas	xiii
Lista de Figuras	xv
Introducción	17
Capítulo I:	19
Generalidades	19
1.1. Antecedentes Bibliográficos	19
1.1.1. Antecedentes Bibliográficos Internacionales.....	19
1.1.2. Antecedentes bibliográficos nacionales	20
1.2. Realidad Problemática	22
1.2.1. A nivel internacional.....	22
1.2.2. A nivel nacional	24
1.2.3. A nivel local.....	25
1.3. Identificación y Formulación del Problema	26
1.3.1. Identificación del Problema	26
1.3.1.1. Causas Identificadas.....	27

1.3.1.2. Causa Raíz	28
1.3.1.3. Consecuencias.....	30
1.3.2. Formulación del Problema.....	30
1.4. Justificación e Importancia de la Investigación.....	30
1.4.1. Justificación práctica.....	30
1.4.2. Justificación personal.....	31
1.5. Objetivo General.....	31
1.5.1. Objetivos específicos	31
1.6. Hipótesis General.....	32
1.6.1. Hipótesis específicas	32
1.7. Variables Dependientes e Independientes	33
1.8. Período de Análisis	33
Capítulo II.....	35
Marco Teórico y Conceptual	35
2.1. Marco Teórico	35
• Método de explotación.....	35
• Sublevel Stopping	35
• Cut and Fill.....	36
• Rentabilidad	37
• Producción.....	38
• Costo.....	38

• Productividad	38
• Veta Angosta	39
• Dilución.....	40
2.2. Marco Conceptual.....	41
• Mina	41
• Nivel.....	42
• Cuerpo	43
• Veta	44
• Tajo.....	45
• Ventana.....	46
• Chimenea.....	47
• Veta Angosta.....	47
Capítulo III.....	48
Metodología de Investigación y Desarrollo de la Tesis	48
3.1. Metodología.....	48
3.1.1. Tipo de Investigación.....	48
3.1.2. Nivel de Investigación	48
3.1.3. Diseño de la Investigación	49
3.1.4. Diseño de la propuesta de solución al problema.....	49
3.1.5. Muestra	49
3.1.6. Instrumentos para registro de datos	50

3.1.7. Descripción del Procedimiento de Investigación.....	50
3.1.8. Fuentes de obtención de datos e información	51
3.1.8.1. Fuentes primarias	51
3.1.8.2. Fuentes secundarias.....	51
3.2. Desarrollo de la Tesis	51
3.2.1. Minado de la Veta Duque en el Pretest.....	52
3.2.1.1. Dilución, ancho de minado, leyes y valor de mineral.	52
3.2.1.2. Producción.	54
3.2.1.3 Productividad	56
3.2.1.4. Costo	57
3.2.1.5. Rentabilidad	58
3.2.2. Alternativas de solución identificadas	59
3.2.2.1. Solución Propuesta.....	62
3.2.3. Implementación.....	63
3.2.4 Minado de la Veta Duque en el Test.....	67
3.2.4.1. Dilución, ancho de minado, leyes y valor de mineral.	67
3.2.4.2 Producción.	67
3.2.4.3 Productividad	68
3.2.4.4 Costo	68
3.2.4.5 Rentabilidad	70

Capítulo IV	71
Resultados de Investigación	71
4.1 Influencia en la Producción	71
4.2 Influencia en la Productividad	72
4.3 Influencia en el Costo	73
4.4 Influencia en la rentabilidad	74
Conclusiones y Recomendaciones	77
Conclusiones	77
Recomendaciones	78
Referencias	79
Apéndices	85
Apéndice A: Matriz de Consistencia	85
Apéndice B: Flujo Económico	86
Apéndice C: Precios Unitarios	88
Apéndice D: Reportes	97
Apéndice E: Fotos	101
Apéndice F: Otros	108
Apéndice G: Curriculum Vitae	109

Lista de Tablas

Tabla 1.1. <i>Condiciones favorables Sublevel Stopping</i>	20
Tabla 1.2. <i>Condiciones favorables Sublevel Caving</i>	20
Tabla 1.3. <i>Comparación Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente</i>	21
Tabla 1.4. <i>Proyecciones Var. % real anual PBI global</i>	23
Tabla 1.5. <i>Proyecciones del precio de algunos metales</i>	23
Tabla 1.6. <i>Proyecciones % variación PBI global</i>	24
Tabla 1.7. <i>Proyecciones % variación PBI por sectores</i>	25
Tabla 1.8. <i>Matriz de Causas y Confrontación de factores</i>	29
Tabla 1.9. <i>Causas Principales del Problema Identificado</i>	29
Tabla 1.10. <i>Causas Raíces del Problema Identificado</i>	30
Tabla 1.11. <i>Tabla de Objetivos, variables e indicadores</i>	32
Tabla 1.12. <i>Cronograma</i>	34
Tabla 3.1. <i>Ancho de minado, leyes y valor de mineral</i>	53
Tabla 3.2. <i>Producción Ejecutada</i>	54
Tabla 3.3. <i>Costo de Preparación y Desarrollo en Corte y Relleno Ascendente</i>	57
Tabla 3.4. <i>Costo de Explotación en Corte y Relleno Ascendente</i>	57
Tabla 3.5. <i>Costo de Producción Mina en Corte y Relleno Ascendente</i>	58
Tabla 3.6. <i>Indicadores de rentabilidad para el Corte y Relleno Ascendente</i>	59
Tabla 3.7. <i>Criterios Matriz Factis</i>	60
Tabla 3.8. <i>Matriz Factis Multicriterio</i>	61
Tabla 3.9. <i>Ancho de minado, leyes y valor de mineral</i>	67

Tabla 3.10. <i>Producción Ejecutada</i>	68
Tabla 3.11. <i>Costo de Preparación y Desarrollo en Sublevel Stoping</i>	68
Tabla 3.12. <i>Costo de Explotación en Sublevel Stoping</i>	69
Tabla A.1. <i>Matriz de Consistencia</i>	85
Tabla B.1. <i>Flujo Económico para el corte y relleno ascendente</i>	86
Tabla B.2. <i>Flujo Económico para el Sublevel Stoping</i>	87
Tabla C.1. <i>Precio Unitario Crucero 3.5mx3.5m</i>	88
Tabla C.2. <i>Precio Unitario Carguio y acarreo con Scoop y Dumper</i>	89
Tabla C.3. <i>Precio Unitario Voladura de Taladros largos</i>	90
Tabla C.4. <i>Precio Unitario Perforación de Taladros largos</i>	91
Tabla C.5. <i>Precio Unitario Explotación Corte y relleno ascendente</i>	92
Tabla C.6. <i>Precio Unitario Limpieza de mineral y acarreo CRA</i>	93
Tabla C.7. <i>Precio Unitario Chimenea</i>	94
Tabla C.8. <i>Precio Unitario Subnivel 1.2mx2.4m</i>	95
Tabla C.9. <i>Precio Unitario Crucero 3.0mx3.0m</i>	96
Tabla D.1. <i>Reporte Abril de Producción Sublevel Stoping</i>	97
Tabla D.2. <i>Reporte Mayo de Producción Sublevel Stoping</i>	98
Tabla D.3. <i>Reporte Enero de Producción Corte y relleno</i>	99
Tabla D.4. <i>Reporte Febrero de Producción Corte y relleno</i>	100

Lista de Figuras

Figura 1.1. Causas y Consecuencias del Problema	26
Figura 1.2. Espina de Pescado con el Problema Principal y Principales causas	27
Figura 2.1. Método de minado Sublevel Stopping	36
Figura 2.2. Método de minado Corte y Relleno	37
Figura 2.3. Veta en Mina de oro y plata Fire Creek de Klondex Mines Ltd	39
Figura 2.4. Veta, dilución planeada y adicional	41
Figura 2.5. Mina Subterránea	42
Figura 2.6. Niveles en una mina	43
Figura 2.7. Cuerpo Mineralizado.....	44
Figura 2.8. Veta en Proyecto de oro Vila Nova ubicado en el Estado de Amapa	45
Figura 2.9. Tajo en producción.....	46
Figura 2.10. Ventanas en el cuerpo mineralizado Burkland.....	47
Figura 3.1. Veta y diseminado.....	53
Figura 3.2. Tajeos en Corte y Relleno Ascendente Convencional. Veta Duque	55
Figura 3.3. Esquema del Problema, causas y alternativas de solución.....	63
Figura 3.4. Diseño de Explotación para el minado con Sublevel Stopping	66
Figura 4.1. Producción por Método de Minado	72
Figura 4.2. Productividad por Método de Minado	73
Figura 4.3. Costo de Producción por Método de Minado	74
Figura 4.4. Rentabilidad por Método de Minado	75
Figura 4.5. Índice de Rentabilidad por método de minado	75

Figura 4.6. Valor Actual Neto por Método de Minado	76
Figura 4.7. Tasa Interna de Retorno por Método de Minado	76
Figura E.1. Perforación de taladros largos con equipo Simba S7	101
Figura E.2. Veta angosta y tajeo en producción	102
Figura E.3. Secciones pintadas en los hastiales para la perforación con Simba.....	103
Figura E.4. Secciones en la corona para la perforación con equipo Simba.....	104
Figura E.5. Cara libre para voladura de taladros negativos perforada	105
Figura E.6. Tajeo vacío después de la explotación.....	106
Figura E.7. Anfocar, equipo para el carguío de taladros largos	107

Introducción

El presente trabajo de investigación se titula “Influencia de la Aplicación del Método de Explotación Sublevel Stopping en el Minado de Vetas Angostas en la Unidad Minera XYZ”.

En el Capítulo I, se presentan los antecedentes de la investigación en la bibliografía existente. Todas ellas están referidas a las variables que definen el tema de investigación. Los antecedentes son internacionales y nacionales. En cada antecedente se destacan los objetivos y las conclusiones. Seguidamente se realiza una descripción de la realidad problemática a nivel internacional, nacional y local. En el plano local se presenta de manera detallada el problema de investigación de esta tesis. Luego se presenta el planteamiento del problema, la formulación del problema, la justificación e importancia de la investigación. Después se desarrollan los objetivos, que son el norte que guiará el rumbo del trabajo de investigación. Con esta información se plantean las hipótesis y se definen las variables que están de acuerdo a la matriz de consistencia y finalmente se presenta un cronograma de desarrollo del trabajo de investigación.

En el Capítulo II, se realiza el marco teórico del tema de investigación poniéndose énfasis en las variables definidas en la matriz de consistencia. Esto se realiza con el apoyo de la bibliografía existente y de fuentes confiables como Google Scholar, Base de Datos. En este capítulo también se desarrolla el marco conceptual que define algunos de los términos más usados en minería y que son válidos para esta tesis.

En el Capítulo III, se describe la metodología utilizada en el desarrollo de esta investigación, definiendo el tipo, nivel, diseño y fuentes de recolección de datos. Asimismo, se desarrolla la investigación propiamente dicha. Se identifica la causa raíz de la situación problemática presentada en el capítulo I. Con esta información se plantean las soluciones como contramedida para eliminar la causa raíz del problema encontrado. Se presenta la implementación y ejecución de la solución planteada y se muestran los resultados de la solución en el Test.

En el Capítulo IV, se presenta como resumen los resultados de la investigación que fueron detallados en los capítulos I y III. Se hace la respectiva comparación especialmente de los indicadores que verifiquen la hipótesis planteada en el capítulo I.

En la parte final de la tesis se presentan las conclusiones de esta investigación. Se plantean también algunas recomendaciones.

Capítulo I

Generalidades

1.1. Antecedentes Bibliográficos

1.1.1. Antecedentes Bibliográficos Internacionales

- (Muruaga, 2016) presento la tesis titulada: Selección de métodos de explotación para vetas angostas, Universidad Nacional de Chile, 2014. (Muruaga, 2016) llego a los siguientes objetivos.

Objetivo General

Precisar un procedimiento de elección de método de minado de un cuerpo mineralizado. Se escogerá entre el tajeo por subniveles y el hundimiento por subniveles para reemplazar al método corte y relleno, el cual resulta muy costoso.

Objetivos Específicos

Establecer las características geomecánicas y de diseño favorables para el minado tajeo por subniveles y hundimiento por subniveles. Establecer una herramienta que sirva para poder comparar entre método de minado en base a parámetros de recuperación, dilución y volumen a producir.

Conclusiones

(Muruaga Sebastián, 2016), concluyo su trabajo indicando que el minado de Tajeo por subniveles es recomendable sobre el de hundimiento por subniveles bajo las condiciones

presentadas en el Tabla 1.1. Las condiciones en las cuales no hay preferencia son mostradas en el Tabla 1.2. Por las condiciones que se han presentado no existe una diferencia significativa. Es por ello necesario definir la elección mediante la evaluación.

Tabla 1.1. *Condiciones favorables Sublevel Stopping*

Geometría del Yacimiento (Altura x Corrida x Potencia)	Inclinación	Q' de Barton Modificado
Forma 1:500x80x10 (m)	60°	7.5
Forma 1:500x80x10 (m)	60°	10
Forma 1:500x80x10 (m)	90°	5
Forma 1:500x80x10 (m)	90°	7.5
Forma 1:500x80x10 (m)	90°	10
Forma 2:350x350x10 (m)	60°	10
Forma 2:350x350x10 (m)	90°	10

Fuente: (Muruaga Sebastián, 2016, pág. 81)

Tabla 1.2. *Condiciones favorables Sublevel Caving*

Geometría del Yacimiento (Altura x Corrida x Potencia)	Inclinación	Q' de Barton Modificado
Forma 2:350x350x10 (m)	60°	5
Forma 3:500x500x10 (m)	60°	5
Forma 3:500x500x10 (m)	60°	7.5
Forma 3:500x500x10 (m)	60°	10
Forma 3:500x500x10 (m)	90°	5
Forma 3:500x500x10 (m)	90°	7.5

Fuente: (Muruaga Sebastián, 2016, pág. 81)

1.1.2. Antecedentes bibliográficos nacionales

- (Jiménez & Cruz, 2016) presentaron la tesis titulada “Primacía Económica de la puesta en marcha del minado de tajeo por subniveles en Vetas Angostas versus al minado por Corte y Relleno Ascendente.” (Jiménez, & Cruz, 2016) presentaron los siguientes objetivos y conclusiones:

Objetivo General. Establecer las ventajas de emplear el minado tajeo por subniveles sobre el cut and fill en el minado de vetas angostas. *Objetivos Específicos.* Establecer el costo del proceso en la explotación con el método señalado, generar data que permita mejorar

los proceso en el minado y determinar el diseño adecuado de minado para tajos con características similares.

Conclusiones. (Jiménez & Cruz, 2016), según lo que puede observarse en el Tabla 1.3, llegaron a concluir lo siguiente: La diferencia de costo entre los métodos de minado de 30%, siendo el de menor costo el método tajeo por subniveles menor (57.61%). La explotación mediante tajeo por subniveles tiene una rentabilidad de 0.8, muy por encima del corte y relleno convencional que solo llega a 0.38. Los autores calcularon la rentabilidad mediante el índice B/C. En el numerador el beneficio, B lo calcularon como la diferencia del valor unitario del mineral y el costo unitario. En el denominador esta C que es el Costo unitario de producción de mineral.

Tabla 1.3. *Comparación Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente*

Descripción/Método	Sublevel Stopping	Corte y Relleno Ascendente
Valor de mineral	103.46	103.46
Costo de produccion	57.61	75.15
Beneficio	45.85	28.31
Rentabilidad (B/C)	0.8	0.38

Fuente: (Jiménez & Cruz, 2016, pág. 81)

De lo anterior se concluye que el minado de tajeo por subniveles tiene una ventaja económica (costo y rentabilidad) con respecto al minado en corte y relleno ascendente. Se consideraron el mismo tamaño de block para el estudio. La explotación por tajeo por subniveles requirió de 3 meses para su culminación a diferencia del corte y relleno ascendente que necesito 8 meses para culminar con la explotación del tajeo. En cuanto a la dilución, esta fue favorable al método tajo por subniveles con una diferencia de 2% a favor con respecto al otro método.

- (Toribio, 2018) presentó la tesis titulada “Minado por tajeo por subniveles en vetas angostas en mejora de la rentabilidad”. El autor presento como objetivos lo siguiente:

Objetivo General. Precisar la ventaja competitiva que tiene método tajeo por subniveles en tajos con vetas angostas. Objetivos Específicos. Establecer las características litologías y geomecánicas de la roca para poder utilizar el Sublevel Stopping, hallar el costo de producir el mineral y establecer la ventaja competitiva con indicadores de rentabilidad.

Conclusiones. (Jurado, 2018) llego a concluir que el método es aplicable para buzamientos mayores a 55°. Estas deben ser también de cajas competentes. La reducción en el costo estaría en el orden del 8 %, (132.US\$/TM a 121 US\$/TM. Los índices de rentabilidad son afectados por la dilución fuera de lo programado. La inversión inicial en la preparación del tajeo para el minado tajeo por subniveles es mayor. La aplicación del método es favorable en caída de precios de los metales.

1.2. Realidad Problemática

1.2.1. A nivel internacional

A nivel internacional para los próximos años se prevé una aceleración en la economía mundial, de -3.3% a 5.3% para el año 2021 y 3.5% en promedio para los años 2022 hasta el año 2024 (Ver Tabla 1.4). En el caso de China, su crecimiento anual del 2020 de 2.3% pasara tener un crecimiento anual según proyecciones a 8.2% para el año 2021 y 5.6% el año 2022 y 5.5% en promedio para los años 2023 y 2024. En el caso de Estados Unidos, su decrecimiento del 2020 de -3.5% pasara tener un crecimiento anual según proyecciones a 4.0% en el 2021 y 2% en promedio del 2022 hasta el 2024.

Tabla 1.4. *Proyecciones Var. % real anual PBI global*

	2020	MMM 2021-2024			IAPM 2021-2024		
		2021	2022	Promedio 2023-2024	2021	2022	Promedio 2023-2024
Mundo	-3.3	5.3	3.5	3.5	5.8	4.3	3.6
Eco. Avanzadas	-4.7	4.5	1.9	1.9	5	3.4	2
EE.UU	-3.5	4	2	2	6.5	3.3	2
Zona Euro	-6.6	5.5	2	2	4.3	3.8	1.9
Ec. Emergentes y en Desarrollo	-2.2	5.9	4.4	4.4	6.4	4.9	4.7
China	2.3	8.2	5.6	5.5	8.4	5.6	5.3
India	-8	6	6	6	10.5	6.8	7.2
LAC	-7	3.7	2.1	2.1	4.5	3.1	2.6
Socios Comerciales	-3	3	3.2	3.2	6.1	4.1	3.2

Fuente: Adaptado de “Informe de Actualización de Proyecciones Macroeconómicas” por

FMI, BCRP, proyecciones MEF,

2021(https://www.mef.gob.pe/contenidos/pol_econ/marco_macro/IAPM_2021_2024.pdf)

Tabla 1.5. *Proyecciones del precio de algunos metales.*

	2020	MMM 2021-2024			IAPM 2021-2024		
		2021	2022	Promedio 2023-2024	2021	2022	Promedio 2023-2024
Términos de intercambio (Var. % anual)	8.2	0.2	0	0	43	0.2	0
Precios de exportación (Var. % anual)	2.7	3.8	1.6	0	13.2	-1.4	-0.7
Cobre	280	270	280	280	350	330	300
Oro	1770	1720	1650	1650	1760	1700	1625
Zinc	103	100	100	100	120	115	110
Precios de importación (Var. % anual)	-5.1	3.6	1.6	0	8.6	-1.6	-0.7
Petróleo	39	45	48	48	58	55	55

Fuente: Adaptado de “Informe de Actualización de Proyecciones Macroeconómicas” por

FMI, BCRP, proyecciones MEF,

2021(https://www.mef.gob.pe/contenidos/pol_econ/marco_macro/IAPM_2021_2024.pdf)

Según las proyecciones del MEF el precio del cobre para el periodo 2020 y 2023 se mantendrá su precio a 280 centavos de dólar la libra en promedio debido a la recuperación

económica de algunas economías emergentes y un déficit en la oferta de este metal (MEF, 2021). En cuanto al precio del zinc para el periodo 2021 al 2024 se mantendrá en 100 dólares la libra (MEF, 2021). En el caso del oro, se prevé una disminución en su precio de 1770 US\$/oz tr. A 1650 para el 2024. Ver Tabla 1.5.

1.2.2. A nivel nacional

De acuerdo a datos a proyecciones que realiza el MEF, el PBI llegará a 10.0% en el año 2021 y 4.5% en promedio para los años desde el 2022 al 2024 impulsado por la inversión tanto pública como privada. Ver Tabla 1.6. El PBI en el sector minería llegará a 10.8% en el año 2021 y 5.4% en promedio para los años desde el 2022 al 2024. Ver Tabla 1.7.

Tabla 1.6. *Proyecciones % variación PBI global.*

	Estructura % del PBI 2019	2021	2022	2023	2024	Promedio 2022-2024
I. Demanda interna	98.6	10.5	4.5	4.3	4	4.3
1. Gasto privado	83.8	9.7	5.3	4.7	4.3	4.7
a. Consumo privado	65.7	7.8	4.6	4.4	4	4.4
b. Inversión privada	18	17	7.5	5.4	5	6
2. Gasto público	16	12.6	0.3	2.3	2.5	1.7
a. Consumo privado	11.4	10.2	-1.5	2.1	1.6	0.8
b. Inversión privada	4.6	20.2	5.5	2.6	5	4.4
II. Demanda externa neta						
1. Exportaciones	23.9	11.8	7.3	5.3	5	5.9
a. Consumo privado	14.6	11.8	6.4	3.7	3.6	4.6
b. Inversión privada	6	9.9	7.6	7.2	7	7.3
2. Importaciones	22.4	14	6.1	4.6	4.4	5.1
III. PBI	100	10	4.8	4.5	4.2	4.5

Fuente: Adaptado de “Informe de Actualización de Proyecciones Macroeconómicas” por

FMI, BCRP, proyecciones MEF,

2021(https://www.mef.gob.pe/contenidos/pol_econ/marco_macro/IAPM_2021_2024.pdf)

Tabla 1.7. *Proyecciones % variación PBI por sectores.*

	Peso del año base 2007	2021	2022	2023	2024	Promedio 2022-2024
Agropecuario	6	1.8	3.8	4	4	3.9
Agrícola	3.8	2.3	3.7	4	4	3.9
Pecuario	2.2	1	4	4	4	4
Pesca	0.7	7.4	2	2.2	3.2	2.5
Minería e hidrocarburos	14.4	9.7	8.5	3.5	2.8	4.9
Minería metálica	12.1	10.8	9.1	3.8	3.2	5.4
Hidrocarburos	2.2	3.3	4.8	1.8	0	2.2
Manufactura	16.5	15.8	4.4	4.1	4.1	4.2
Primaria	4.1	10.5	5.2	4.4	4.4	4.7
No primaria	12.4	18.1	4.2	4	4	4.1
Electricidad y agua	1.7	7.9	4.5	4.3	4	4.3
Construcción	5.1	24.9	5.7	4.9	4.9	5.2
Comercio	10.2	13.9	4.7	4.5	4	4.4
Servicios	37.1	7.3	4.7	4.6	4.3	4.5
PBI	100	10	4.8	4.5	4.2	4.5
PBI primario	25.2	7.6	6.6	3.7	3.4	4.6
PBI no primario	66.5	11.1	4.7	4.6	4.3	4.5

Fuente: Adaptado de “Informe de Actualización de Proyecciones Macroeconómicas” por

FMI, BCRP, proyecciones MEF,

2021(https://www.mef.gob.pe/contenidos/pol_econ/marco_macro/IAPM_2021_2024.pdf)

1.2.3. A nivel local

En la zona de mineralizada de cuerpos en la unidad minera XYZ, se tiene la presencia de la veta Duque con reservas de mineral de 38,860 TMS, leyes de 5.31 Oz/TC de Ag, 3.78% de Zn y con el mineral de 65.23 \$ TMS que no es explotado. Esta veta no se ha estado explotando porque es excesivamente angosta (AV=0.25m promedio). Esta característica de la veta hace que su explotación sea dificultosa. Se ha probado métodos como el circado y el corte y relleno convencional, pero se han desestimado por su baja rentabilidad, lenta explotación y siempre hay contaminación del mineral con desmonte disminuyendo su valor. Sí no se extrae este mineral la empresa está dejando de percibir ingresos ya que el mineral esta valorizado en 2'534,837 dólares americanos.

Se plantea la explotación mediante la aplicación de taladros largos (método mecanizado, menor periodo de recuperación de capital, mayor productividad). Los resultados de la aplicación del sublevel stoping en el minado de la veta angosta y luego su comparación con los resultados obtenidos con el corte y relleno ascendente es lo que se presenta en esta tesis.

1.3. Identificación y Formulación del Problema

1.3.1. Identificación del Problema

En el capítulo I, en el acápite 1.2.3, se señaló que en la unidad minera XYZ no se explota la veta angosta Duque, porque no se ha aplicado un método de explotación adecuado. Esta situación no permitía aprovechar recursos disponibles y lograr los objetivos que persigue de la empresa. Este problema está esquematizado según se muestra en la Figura 1.1.

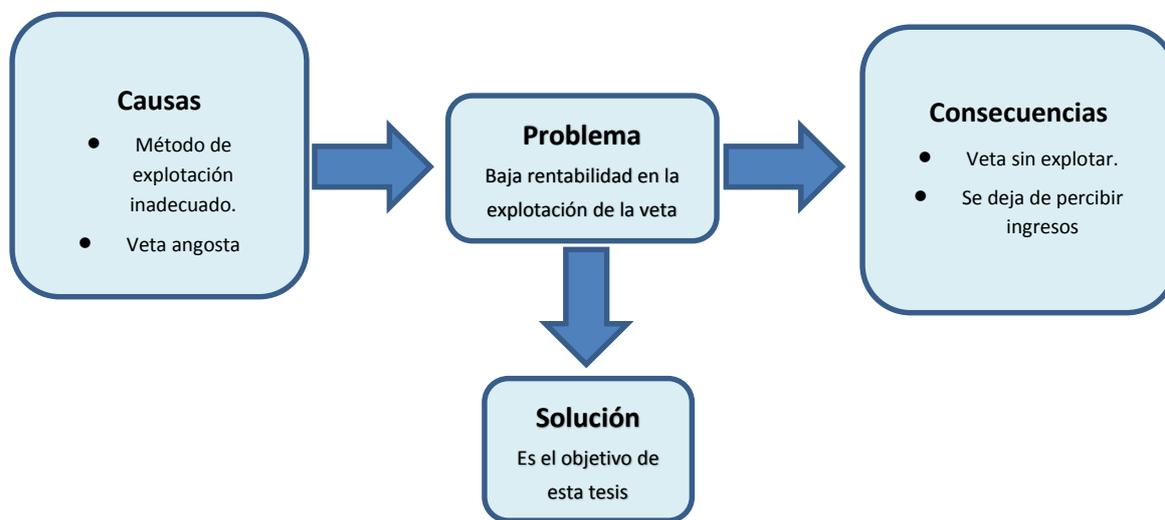


Figura 1.1. Causas y Consecuencias del Problema

Fuente: Adaptado de “Los Proyectos de Inversión: Evaluación Financiera”, por Saul Fernández, 2007 (<https://books.google.com.pe/books>)

1.3.1.1. Causas Identificadas

Con la finalidad de determinar las causas de esta problemática se utilizó el diagrama de Ishikawa (Ver Figura 1.2) también llamado Análisis Causa Raíz o Espina de Pescado. La elaboración de este diagrama se realizó en base a la información brindada por la empresa. El diagrama de Ishikawa lo componen la cabeza, los aspectos y las espinas. La cabeza o problema principal es la baja rentabilidad en la explotación de vetas angostas. Las espinas son las causas. Las espinas de pescado están agrupadas en 4 aspectos: (1) Método, (2) Maquina, (3) Medio Ambiente y (Mano de Obra)

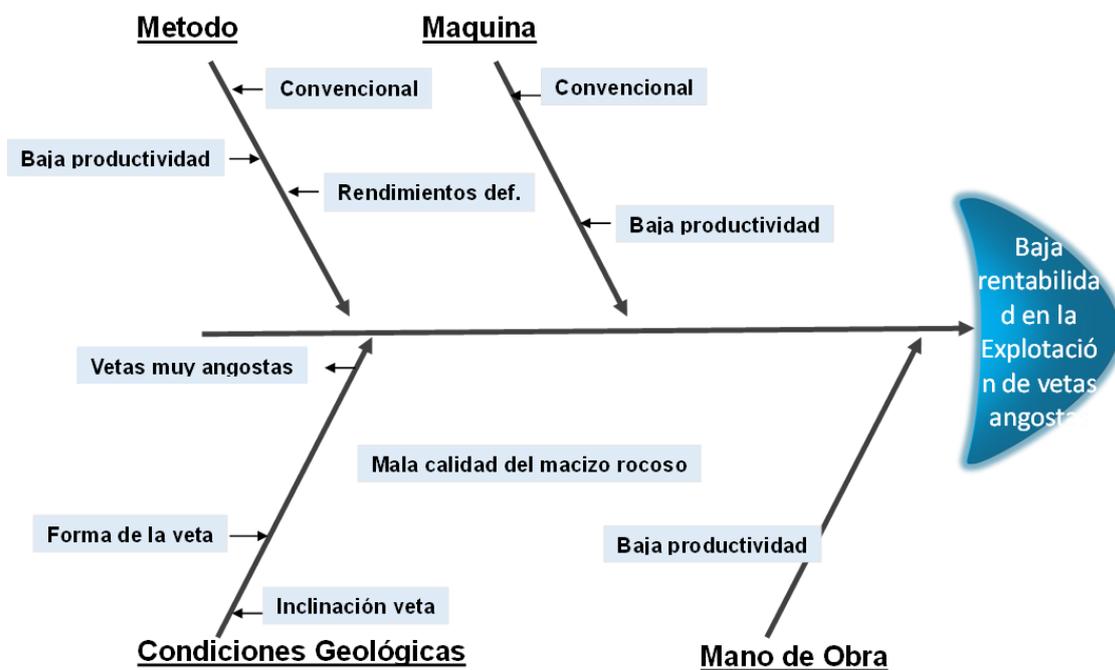


Figura 1.2. Espina de Pescado con el Problema Principal y Principales causas

Fuente: Adaptado de "¿Que es el control Total de la calidad?", por Kaoru Ishikawa, 1986 (<https://books.google.com.pe/books>)

El análisis realizado mediante el diagrama de Ishikawa permitió identificar 11 causas que afectan a la baja rentabilidad de la explotación de vetas angostas de manera convencional: (1) Baja escala de producción, (2) Baja Productividad, (3) Alto costo, (4) Dilución, (5) Diseño para baja escala de producción, (6) Baja Productividad, (7) Vet

demasiado angostas, (8) Formas caprichosas, (9) Mala calidad del macizo rocoso, (10) Inclinación de la veta, (11) Baja productividad. Para la identificación de las causas principales se contó con el apoyo para esta evaluación del Gerente de Operaciones (GO), Superintendente de Planeamiento (SP), Superintendente de Mina (SM), Superintendente de Geología (SG) y del jefe de Perforación y Voladura (JP&V). Ver Tabla 1.8.

De estas 11 causas se seleccionó de 8 principales utilizando la metodología de factores. Esta matriz califica a cada causa en base a la opinión de expertos. Cada experto calificó a las causas con puntajes del 1 al 5, de acuerdo al grado de afectación al problema. Siendo cinco de mucha afectación al problema. Este valor se multiplica por la importancia de la opinión de cada experto. Por ejemplo, la opinión del Gerente de Operaciones tiene una valoración de 40%, mientras que la opinión del jefe de Perforación y voladura tiene una valoración de 5%. La valoración de la opinión de todos los expertos suma 100%. Las causas con puntaje ponderado mayor a 15 son las que afectan directamente al problema mencionado. Ver Tabla 1.8. Al ser similares algunas de ellas finalmente quedaron cuatro causas. Ver Tabla 1.9.

1.3.1.2. Causa Raíz

Para esas cuatro causas se realizó la metodología de los 5 porqués para determinar la causa raíz del problema. Es así que se determinó que la causas raíces son el método de explotación convencional utilizado y la veta excesivamente angosta. Ver Tabla 1.10.

Tabla 1.8. *Matriz de Causas y Confrontación de factores*

Causas Factor	GO 40%	SP 30%	SM 20%	SG 5%	JP&V 5%	Impacto	Frecuencia (del 1 al 5)	Ponderado
Metodo								
1.Baja escala de producción	4	4	4	3	4	3.95	4	15.8
2.Baja productividad	4	4	4	3	4	3.95	4	15.8
3.Alto costo	4	4	4	3	4	3.95	4	15.8
4.Dilucion	4	4	3	4	3	3.75	4	15
Maquina								
5.Diseño para baja producción	4	4	4	3	4	3.95	4	15.8
6.Baja productividad	4	4	4	3	4	3.95	4	15.8
Condiciones geológicas								
7.Vetas demasiado angostas	4	4	4	3	3	3.90	4	15.6
8.Formas caprichosas	3	3	3	3	3	3.00	2	6
9.Mala calidad del macizo rocoso	2	2	2	2	2	2.00	2	4
10.Inclinación de la veta	2	2	2	2	2	2.00	2	4
Mano de Obra								
11.Baja productividad	4	4	4	3	3	3.90	4	15.6

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero&

Cabanillas, 2019(<https://tesis.pucp.edu.pe>)

Tabla 1.9. *Causas Principales del Problema Identificado*

Causas Principales	Promedio Ponderado
1.Baja escala de producción	15.8
2.Baja productividad	15.8
3.Alto costo	15.8
4.Dilucion	15

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero&

Cabanillas, 2019(<https://tesis.pucp.edu.pe>)

Tabla 1.10. *Causas Raíces del Problema Identificado*

Causas Principales	Alternativa de Solución
1. Método de explotación convencional	Corte y Relleno Mecanizado Sublevel Stopping
2. Veta muy angosta	Explotación de la veta con el diseminado

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero & Cabanillas, 2019(<https://tesis.pucp.edu.pe>)

1.3.1.3. Consecuencias

Como consecuencia de esta problemática, la empresa está dejando de percibir ingresos por la venta de este mineral. Ver Figura 1.1.

1.3.2. Formulación del Problema

En el contexto presentado en el acápite anterior es pertinente plantear la siguiente pregunta: ¿La aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influirá en la mejora de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ?

1.4. Justificación e Importancia de la Investigación

1.4.1. Justificación práctica

A nivel del sector minero, servirá como material de información y consulta para situaciones en donde se plantea la disyuntiva de escoger entre métodos de minado en vetas angostas, buscando la mejor rentabilidad.

A nivel de la empresa, mediante la aplicación del método científico se sustentará la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en el minado de vetas angostas en la empresa XYZ.

1.4.2. Justificación personal

Por medio de esta investigación conseguiré el grado académico de Maestro en Gestión Minera en la Universidad Nacional de Ingeniería.

1.5. Objetivo General

Aplicar el método de explotación Sublevel Stopping para influir en el incremento de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ.

Rentabilidad con el método Sublevel Stopping > Rentabilidad con el método Corte y Relleno Ascendente.

1.5.1. Objetivos específicos

Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ. Producción con el método Sublevel Stopping > Producción con el método Corte y Relleno.

Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ. Productividad con el método Sublevel Stopping > Productividad con el método Corte y Relleno.

Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en la disminución del costo de producción de vetas angostas en la unidad minera XYZ. Costo de Producción con el método Sublevel Stopping > Costo de Producción con el método Corte y Relleno. En la Tabla 1.11, se muestran los objetivos, variables e indicadores y en la tabla A1 se tiene la Matriz de consistencia.

Tabla 1.11. *Tabla de Objetivos, variables e indicadores*

Item	Objetivo	Variables	Indicador	Formula	Descripción
1.	Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ	Producción	TM/Mes		Es la producción realizada en un mes
2.	Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ.	Productividad	TM/H-gdia		Son las toneladas de mineral que produce una persona en un turno
3.	Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en la disminución del costo de producción de vetas angostas en la unidad minera XYZ.	Costo	US\$/TM		Es el costo de producción en dolares por tonelada producida
4.	Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ.	Rentabilidad o Margen	US\$/TM	B-C	Es la diferencia entre el ingreso y el costo
		VAN	US\$		Valor Actual Neto
		TIR	%		Tasa Interna de retorno
		(B/C)		B/C	Indice Beneficio Costo

Fuente: Elaboración Propia

1.6. Hipótesis General

La aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping logra incrementar la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ.

1.6.1. Hipótesis específicas

La aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping logra incrementar la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ

La aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping logra incrementar la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ.

La aplicación del Método de explotación Sublevel Stopping logra disminuir el costo de producción de vetas angostas en la unidad minera XYZ. Ver tabla A 1.

1.7. Variables Dependientes e Independientes

Las variables dependientes son las que se presentan a continuación y también están resumidas en la Tabla A.1.:

Y= Rentabilidad o Margen

Y1: Volumen de Producción, (Indicador: Toneladas producidas)

Y2: Costo de minado, (dólares por tonelada)

Y3: Productividad, (Toneladas producidas por persona en una guardia)

Las variables independientes son las siguientes:

X = Método de Explotación.

X1: Sublevel Stopping

X2: Corte y Relleno

1.8. Período de Análisis

El cronograma utilizado para el desarrollo de este trabajo de investigación longitudinal se aprecia en el Tabla 1.12.

Tabla 1.12. Cronograma.

ACTIVIDADES	2018				2019				2020				2021		
	1trim	2trim	3trim	4trim	1trim	2trim	3trim	4trim	1trim	2trim	3trim	4trim	1trim	2trim	3trim
Toma de datos (tiempos, mediciones) en el Pre test															
Toma de datos (tiempos, mediciones) y pruebas (nuevo metodo) en el test															
Preparacion del Plan de tesis															
Presentacion del plan de tesis															
Revision bibliografica para el Marco teorico y Antecedentes															
Procesamiento de datos															
Analisis de resultados															
Presentación del borrador de tesis															
Revisión del Asesor															
Levantamiento de Observaciones															
Aprobación de la tesis															
Sustentación															

Fuente: Elaboración Propia

Capítulo II

Marco Teórico y Conceptual

2.1. Marco Teórico

A continuación, se detallan los conceptos empleados.

- **Método de explotación**

Es la manera, el procedimiento o sistema que se utiliza para extraer el mineral del subsuelo, después de haberse definido el contenido mineralizado, las condiciones geomecánicas del cuerpo mineralizado. (W. A. Hustrulid, William A. Hustrulid, Richard L. Bullock, Richard C. Bullock, 2001)

- **Sublevel Stopping**

Es el método de minado que no utiliza relleno. Llamado Tajeo por Subniveles en español. Este método requiere un conocimiento de contorno del mineral. El mineral es minado y se deja el tajo vacío. Ver Figura 2.1. Se requiere para este método que el cuerpo mineralizado tenga un buzamiento de más de 50°. Debe tener una caja techo competente (SME, 2011, Pág. 1356)

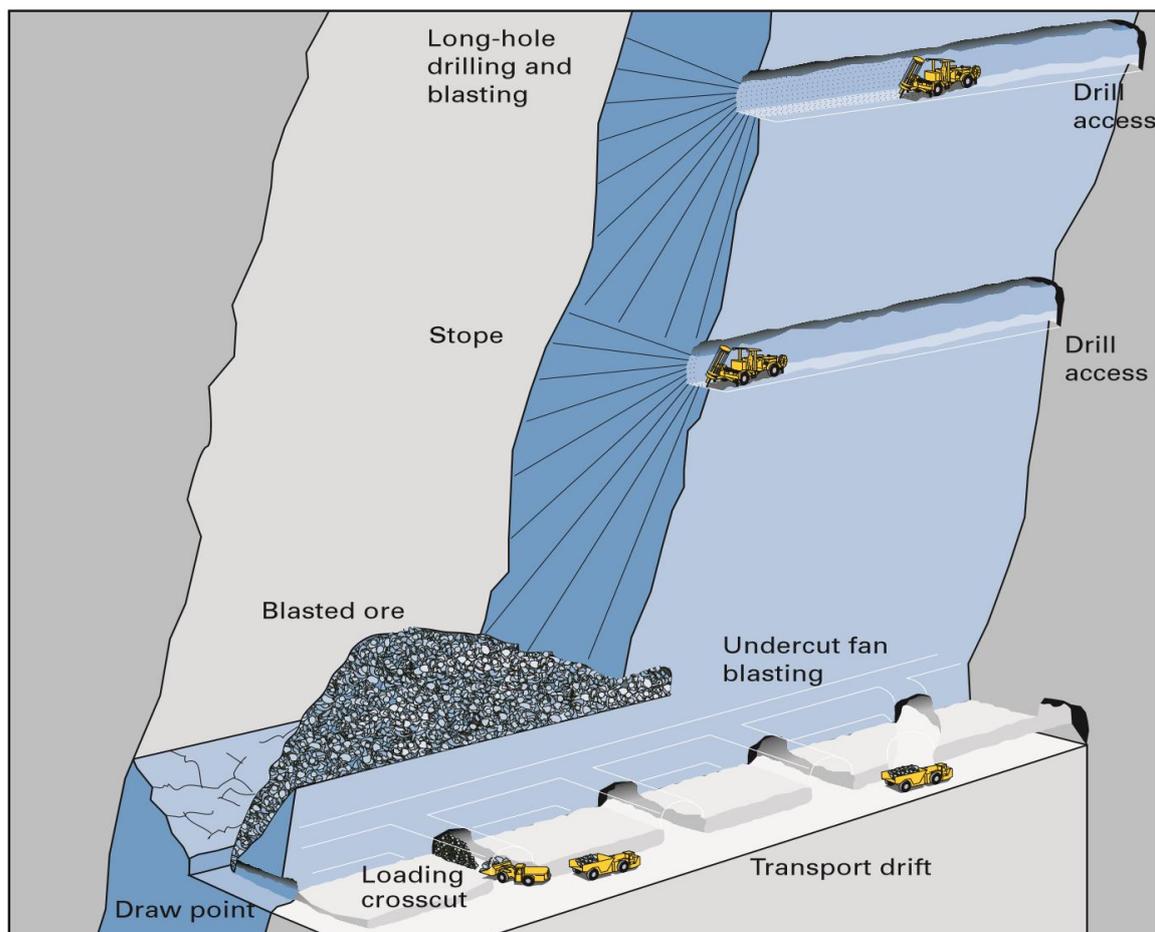


Figura 2.1. Método de minado Sublevel Stopping

Fuente: (SME, 2011, Pág. 1356)

- **Cut and Fill**

Es el método de minado que requiere que la excavación sea rellena para continuar con el minado del siguiente corte. Ver Figura 2.2. Se le conoce como Corte y Relleno en el Perú. La utilización de este método es factible para una gran variedad de condiciones desde la forma irregular de la mineralización, depósitos mineralizados de alta ley en las cuales sea complicado controlar la dilución, cajas débiles, etc., (SME, 2011, Pág. 1356).

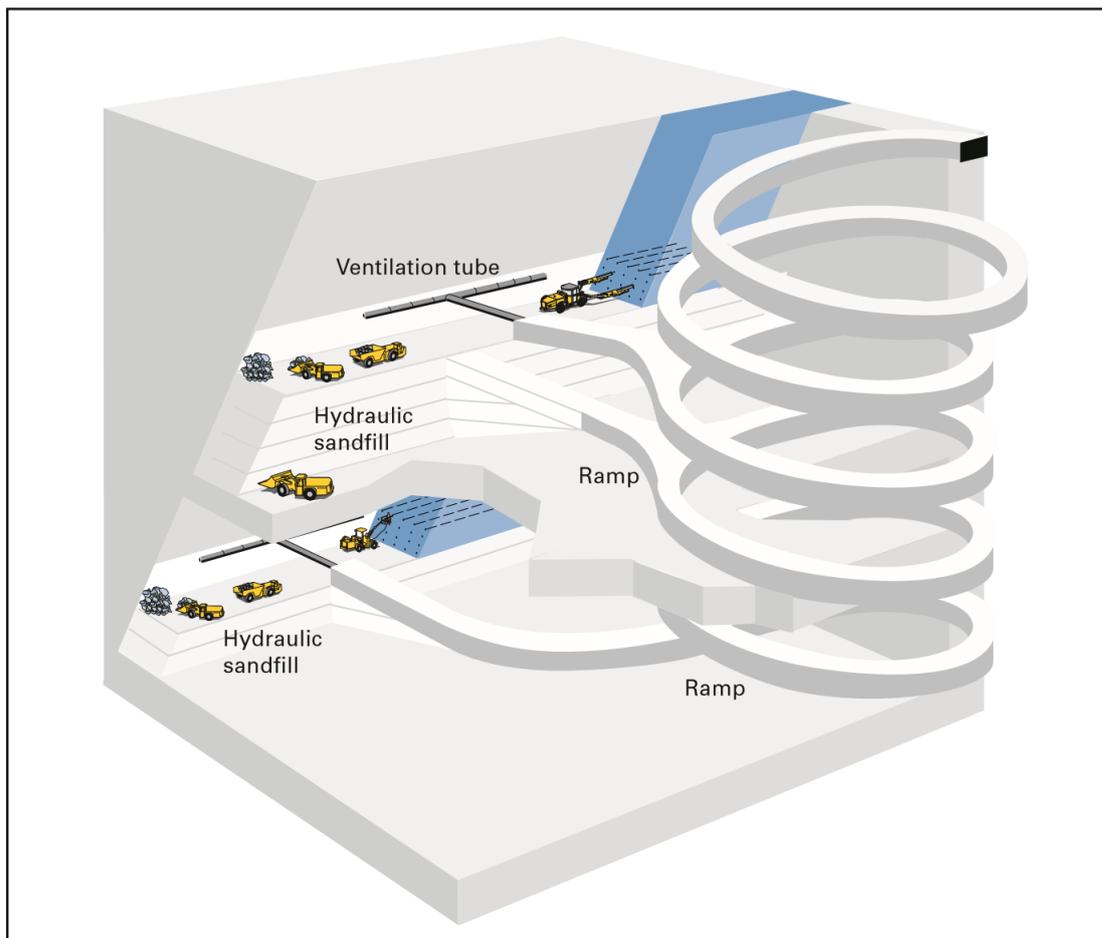


Figura 2.2. Método de minado Corte y Relleno

Fuente: (SME, 2011, Pág. 1356)

- **Rentabilidad**

José de Jaime, define Rentabilidad Económica como la capacidad del activo para generar beneficios y lo mide a través de esta relación:

$$RE = \frac{\text{BAIT}}{\text{Activo total}}$$

Siendo BAIT la cifra de beneficios antes de pagar intereses e impuestos. Es la cantidad de dólares que permanecen en la empresa cuando los gastos totales han sido deducidos de sus ingresos. El activo total es la inversión realizada. Esta ratio indica los dólares ganados por cada dólar de inversión (De Jaime, 2003, pág. 103).

Por otro lado, Magaña y Leyva definen la rentabilidad como la diferencia entre el ingreso y el costo. También define el indicador de rentabilidad como la relación (B/C) (Magaña & Leyva, 2010). Es mayormente utilizado para calcular el índice de rentabilidad de un producto.

También se tienen los indicadores de rentabilidad para proyectos como el VAN, TIR y el (B/C) donde el B son los ingresos totales descontados y C son los costos e inversiones totales descontados.

- **Producción**

La producción es la transformación de recursos en un producto tangible, a diferencia de los servicios que son la transformación de recursos en un resultado intangible (Adam, Ebert, 1997, pág. 7).

- **Costo**

Los costos vienen a ser los recursos sacrificados o perdidos para conseguir un resultado, producto o servicio (Horngren, Datar, Foster, 2007, pág. 27).

- **Productividad**

Es el empleo de recursos con la mínima cantidad de mermas para obtener la máxima cantidad de producto o servicio con la calidad, cantidad y plazo planificado. (Jorge, 2000, pág. 9). En el caso de la explotación minera se puede medir la productividad de la mano de obra, de los equipos, de la actividad y de prácticamente todas las actividades que existen en mina. Una de las productividades más utilizadas es el cociente entre las toneladas de mineral producidas (Toneladas métricas) y la cantidad de mano de obra utilizada (Horas-hombre/turno). Esta productividad es la que se evaluara en esta tesis.

- **Veta Angosta**

En la literatura se ha encontrado poca información de alguna clasificación de vetas de acuerdo a su ancho. Ver Figura 2.3. Pero se pueden citar algunas como la que menciona Li Yihong & Zhang Weijin en donde define el ancho de una veta muy angosta: “La mayoría de depósitos y tungsteno en China ocurren como vetas muy angostas con un espesor que va de 0.3m a 0.5m.” (L. Yihong & Z. Weijin, 1986, p2). De manera análoga F. Gao, KP Zhou, HW Deng, NG Yang y JL Li señalan que: “Las vetas angostas de suave buzamiento son aquellas con un buzamiento menor a 30° y un espesor entre 0.8 y 4m” (F. Gao, K. Zhou, H Deng, N. Yang & J. Li, 2015, p1). También se tiene la definición de veta angosta de parte de P. Stewart, J. Slade y R Trueman quienes llaman veta angosta a la veta Barker que tiene un ancho que va de 0.2 hasta 0.7m (P. Stewart, J. Slade & R Trueman, 2005).



Figura 2.3. Veta en Mina de oro y plata Fire Creek de Klondex Mines Ltd

Fuente: (www.maptek.com)

- **Dilución.**

La dilución es la contaminación del mineral por el desmonte que circunda a la parte mineralizada. La dilución dependerá de la forma, tamaño, condiciones geológicas y condiciones geomecánicas. También dependerá del método de minado. Los métodos convencionales por lo general tienen baja dilución y por el contrario los métodos de minado masivo tienen mayor dilución. El minado subterráneo de vetas angostas está siempre asociado con la dilución (S. Dominy, R. Phelps, Ch. Sangster & G. Camm, 1998, p1). Esto debido a la excavación que se realiza y requiere un ancho mínimo para poder trabajar. También puede ser debido a la contaminación por desmonte roto remanente. Ver Figura 2.4. La dilución causa una disminución en el porcentaje de mineral que se extrae después del minado de una zona mineralizada, incrementa el tonelaje a extraer y disminuye el retorno del beneficio neto por tonelada, hay un incremento en el costo de minado y tratamiento afectando el beneficio. La excesiva dilución y pobre recuperación del mineral son causas de que fracase un proyecto minero (S. Dominy, R. Phelps, Ch. Sangster & G. Camm, 1998, p2). Es tan importante el control de la dilución que algunos investigadores consideran que su impacto en el margen de ganancia es mayor que el control de costos (R. Castro, 2011).

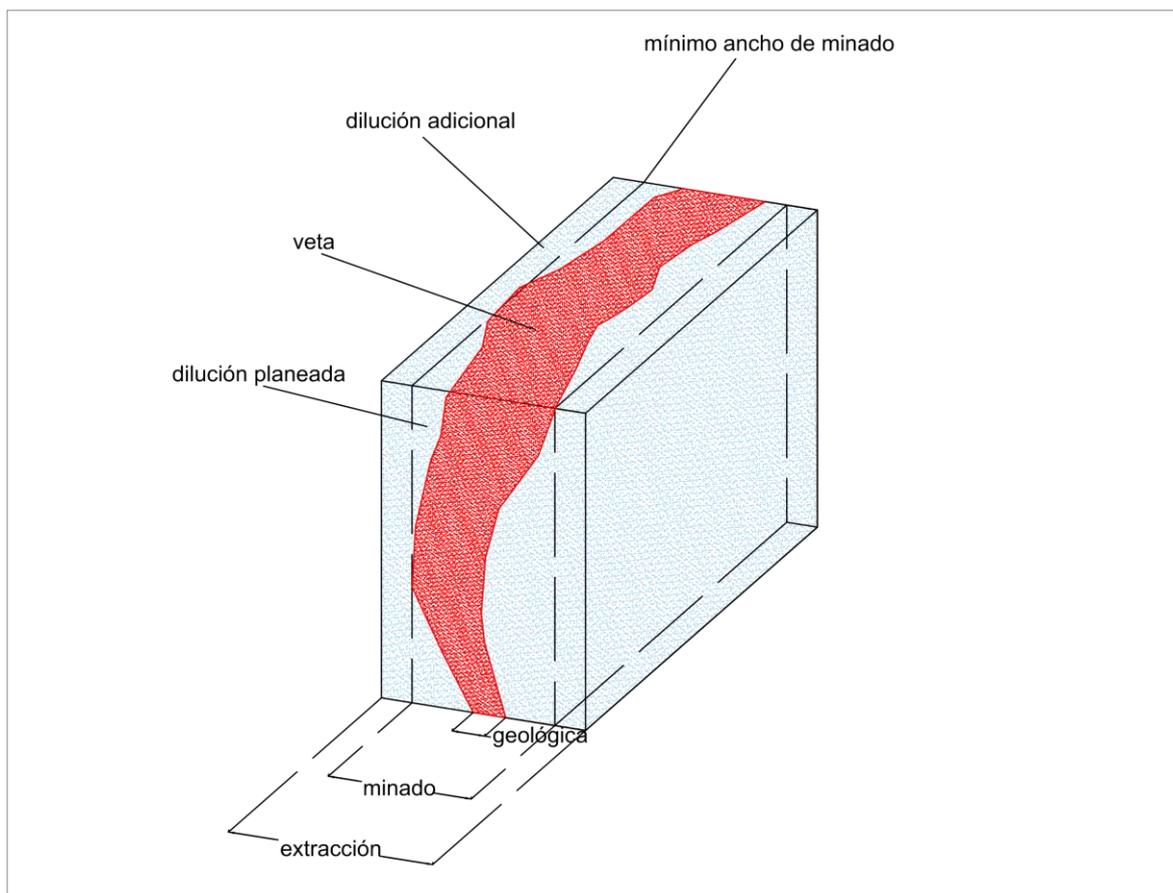


Figura 2.4. Veta, dilución planeada y adicional

Tomado de “The Nature of Dilution in Narrow Vein Mining Operations”, Pag. 93 por S. Dominy, R. Phelps, Ch. Sangster, G. Camm, (<https://www.researchgate.net>)

2.2. Marco Conceptual

Para la utilización en esta tesis se definen los siguientes conceptos:

- **Mina**

Es el lugar en donde se desarrollan las actividades mineras. Esta puede ser subterránea o superficial. En la Figura 2.5, se puede apreciar una mina subterránea.

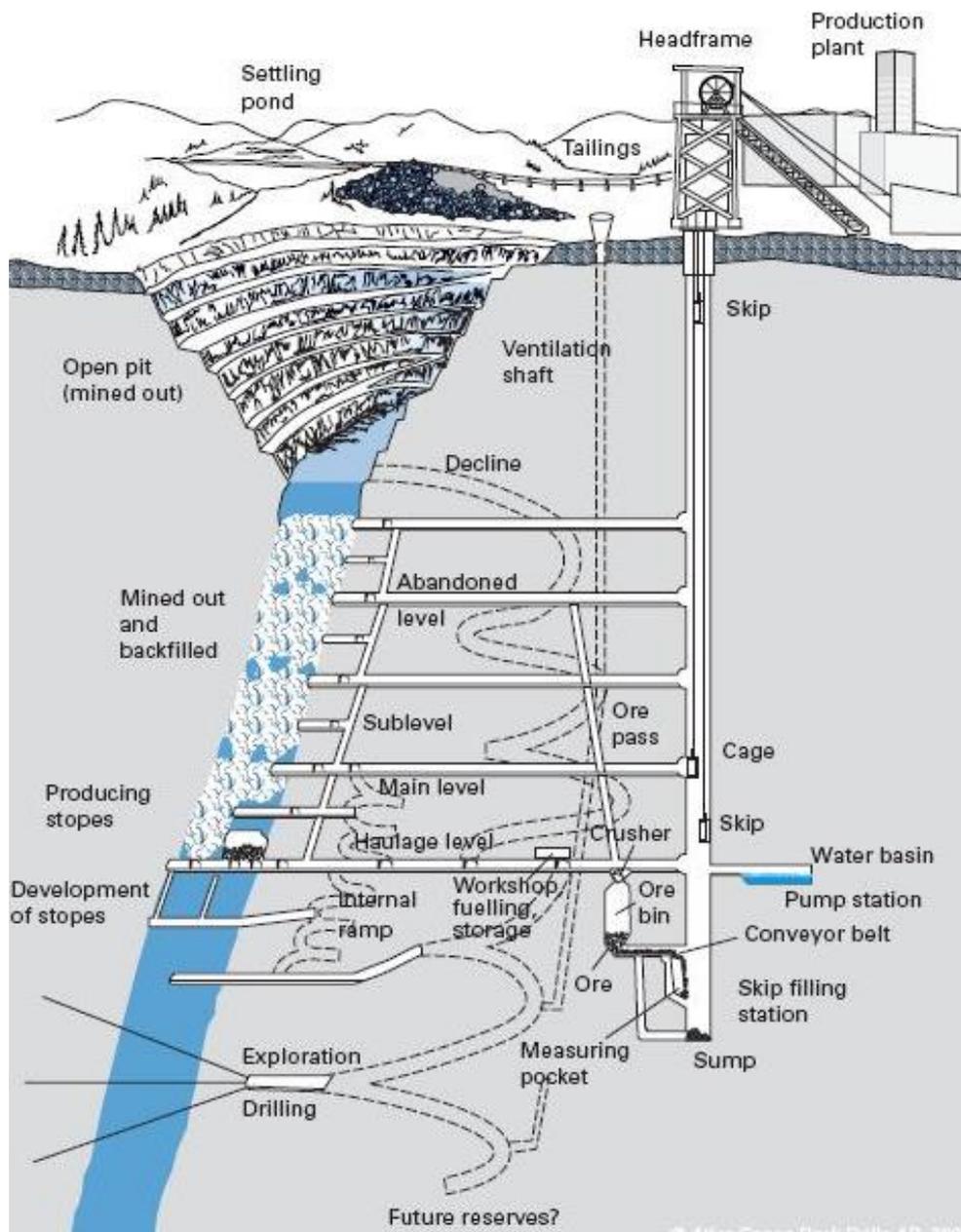


Figura 2.5. Mina Subterránea

Tomado de “Mining Methods in Underground Mining”, Pag. 22 por Atlas Copco,2007

- Nivel

En una mina subterránea las actividades se desarrollan a diferentes cotas. Estas cotas están definidas en el diseño de la mina.. Ver Figura 2.6.

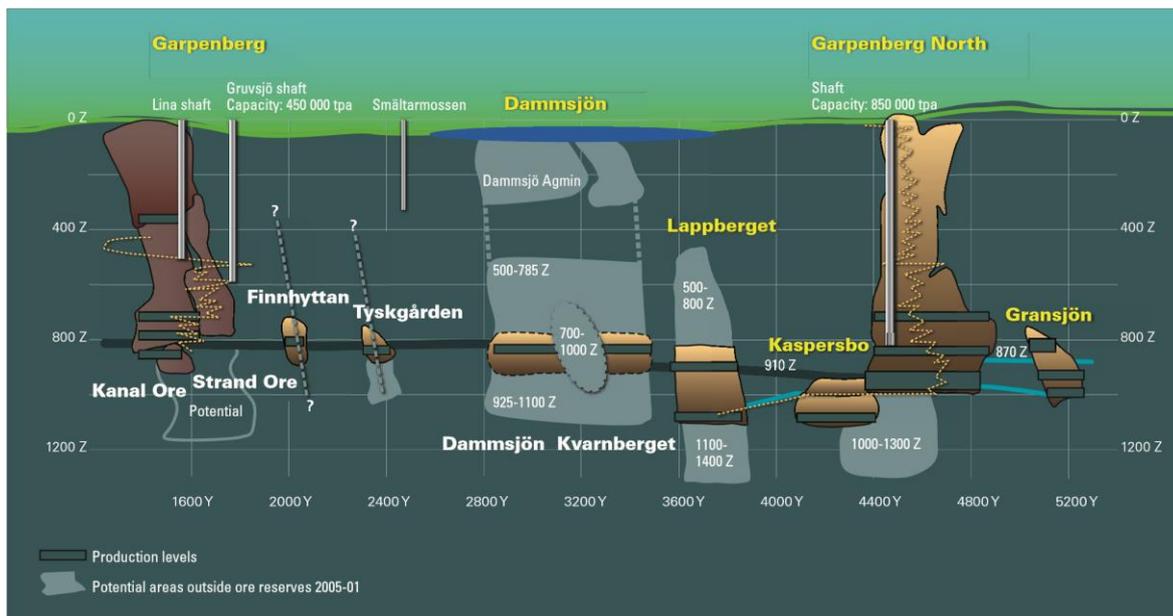


Figura 2.6. Niveles en una mina

Tomado de “Mining Methods in Underground Mining”, Pag. 49 por Atlas Copco,2007

- **Cuerpo**

Es la estructura mineralizada en forma tridimensional. Es decir que resaltan sus tres dimensiones. Este cuerpo es delimitado en el caso de esta mina por laboreo subterráneo, es decir galerías, cruceros y chimeneas. Para una mayor precisión espacial se utilizan perforaciones exploratorias radiales positivas. En la perforación se toma la muestra de finos. Con esta información se modela el cuerpo determinándose su configuración espacial y distribución de leyes. Ver Figura 2.7.

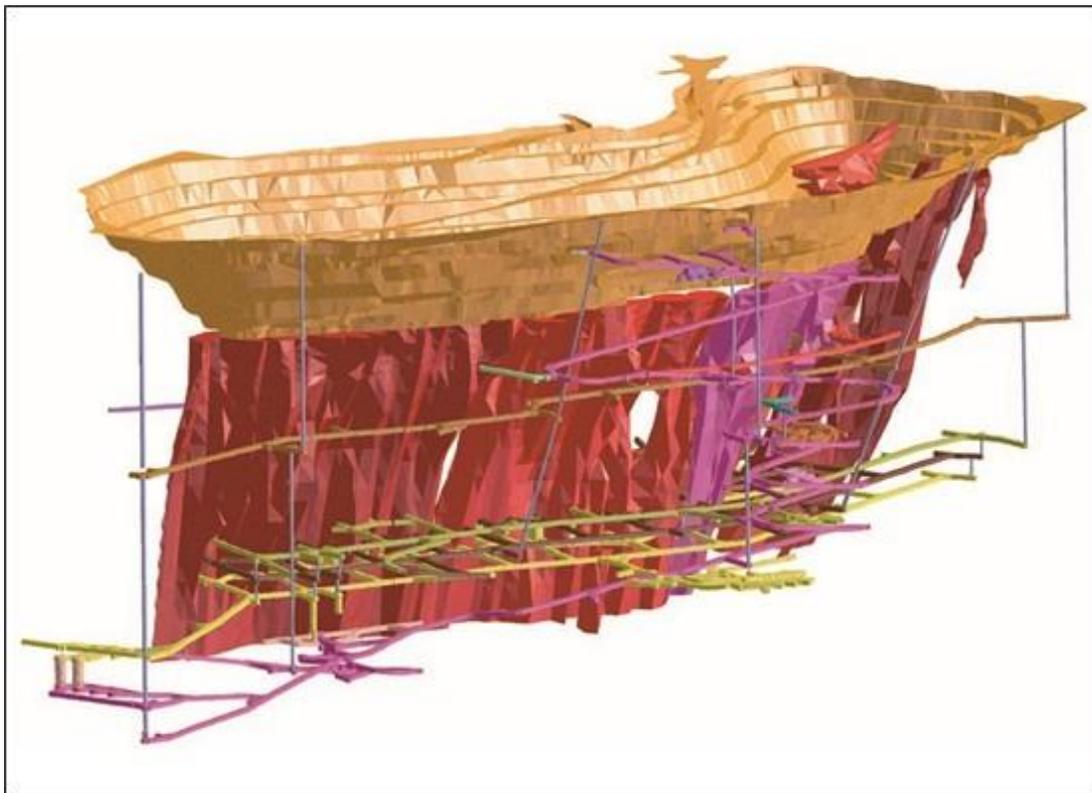


Figura 2.7. Cuerpo Mineralizado

Tomado de “Mining Methods in Underground Mining”, Pag. 63 por Atlas Copco,2007

- **Veta**

Es la estructura mineralizada en forma bidimensional, es decir que resaltan dos de sus dimensiones. Al igual que para el cuerpo, para delimitar las vetas se utiliza laboreo subterráneo y perforación de taladros exploratorios. Con la referida información queda definida la veta en dimensiones, características geológicas y geomecánicas Ver Figura 2.8.



Figura 2.8. Veta en Proyecto de oro Vila Nova ubicado en el Estado de Amapa

Fuente: (www.rumbominero.com)

- **Tajo**

Es una unidad de producción de mineral. Llamado también Tajeo. Cada tajo tiene asignado supervisión, personal, materiales y quipos. Cada tajeo debe mostrar indicadores de resultados por guardia, por día, por mes y por año. Dos de los indicadores más importantes de cada tajeo a tomar en cuenta son la producción y la ley. La suma de la producción de cada tajeo constituye la totalidad de la producción de la mina. Para poder cumplir con estos objetivos es necesario un buen diseño de tajeo. Que garantice la recuperación efectiva del mineral con la mayor rentabilidad. En el debe ser considerado, la ventilación, la estabilidad y la seguridad principalmente. Ver Figura 2.9.



Figura 2.9. Tajo en producción

Tomado de “Informe Mensual”, por Departamento de Planeamiento, 2018

- **Ventana**

Es una labor de preparación horizontal para el tajeo que conecta el tajeo de manera transversal desde el by pass y generalmente es utilizado para realizar la extracción de mineral.

Ver Figura 2.10.

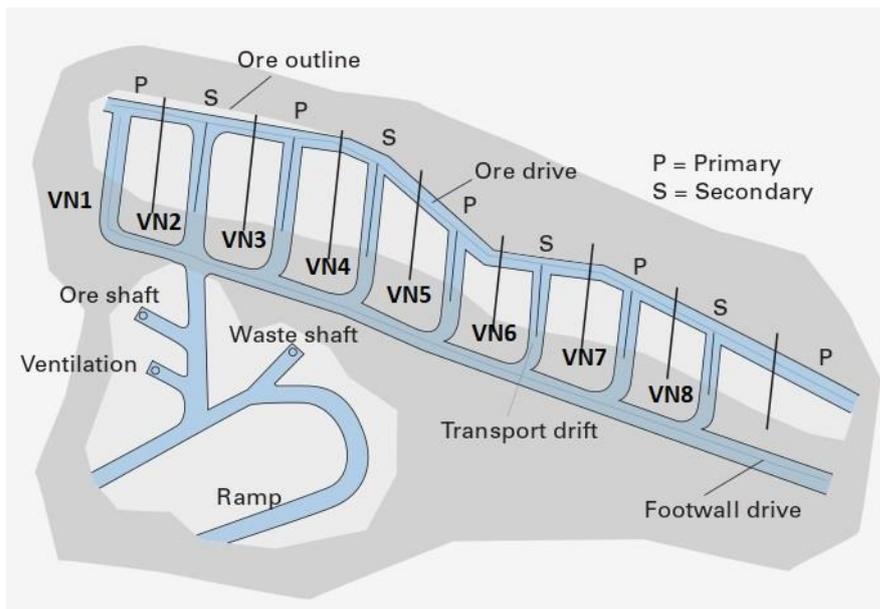


Figura 2.10. Ventanas en el cuerpo mineralizado Burkland

Adaptado de “Mining Methods in Underground Mining”, Pag. 55 por Atlas Copco, 2007

- **Chimenea**

Es una excavación o labor vertical o inclinada que sirve inicialmente de exploración del block mineralizado, también que sirve para ventilación, acceso, servicios o cara libre en el proceso de voladura cuando el block o tajeo pasa a ser explotado. Las chimeneas en tajos convencionales generalmente son de doble compartimiento de 1.2m x 2.4 m. En la explotación con taladros largos de sublevel stoping las chimeneas son de compartimiento simple de 2m x 2m y se utilizan de cara libre en la voladura. En infraestructura se utilizan para ventilación, servicios. No se utiliza como exploración. Ver Figura 3.2

- **Veta Angosta**

En unidad minera XYZ, se considera veta angosta a aquella veta cuyo espesor va de 0.25m a 0.8 m. Ver Figura 3.1.

Capítulo III

Metodología de Investigación y Desarrollo de la Tesis

3.1. Metodología

Se realizó este trabajo en tres etapas: En la primera (Pre test), se realizó la observación del minado de una veta angosta mediante la técnica de minado cut and fill. Para la segunda (Implementación), se realizó la puesta en marcha de las labores de preparación para el minado de una veta angosta por medio de la técnica de minado Sublevel Stopping. En la tercera (test), se realizó la observación de la explotación de la veta angosta mediante la técnica de minado Sublevel Stopping. Finalmente, con la obtención de datos en estas tres etapas, se realizó la comparación respectiva, de la explotación de los tajos en rentabilidad, producción, costos y productividad.

3.1.1. Tipo de Investigación

Esta investigación es Aplicada, pues su propósito fundamental es el de resolver problemas, tal como se planteó en el capítulo I (Hernández, p XXIV).

3.1.2. Nivel de Investigación

El nivel de este trabajo de tesis es Correlacional porque vincula la variable independiente con la variable dependiente. Es correlacional porque pretende responder a la pregunta de si el nuevo método de trabajo (variable independiente) influye en la rentabilidad de la producción de determinado tipo de yacimiento (variable dependiente).

3.1.3. Diseño de la Investigación

Cuasi experimental.

3.1.4. Diseño de la propuesta de solución al problema

El propósito de esta investigación es la de responder las preguntas de si el método de explotación Sublevel stoping influye en la mejora de la rentabilidad en la explotación de vetas angostas y cumplir con los objetivos planteados de determinar si influye en la mejora de la producción, productividad, costo y rentabilidad. Esto se logrará sometiendo a prueba las hipótesis planteadas. El tipo de investigación es cuasiexperimental, se trata de un cuasiexperimento

Como señala Hernández (2014, pág. 128) el diseño constituiría el plan o la estrategia para confirmar si es o no cierto la pregunta de investigación o confirmar la hipótesis. El plan incluiría procedimientos y actividades tendientes a encontrar la respuesta a la pregunta de investigación. En ese sentido el trabajo de investigación consistió en elegir una muestra representativa dentro de la población de vetas angostas de la unidad minera. Esta muestra viene a ser dos blocks de mineral en veta angosta. A esta muestra se le sometió a una modificación de su variable independiente que en este caso viene a ser el método de explotación minera en sus dos variantes: Sublevel Stopping y Corte y relleno convencional. Seguidamente se midió los valores obtenidos en la variable dependiente como resultado de la modificación de la variable independiente. La variable dependiente es la rentabilidad del método. Dentro de la variable dependiente se midió las unidades producidas, la productividad y el costo.

3.1.5. Muestra

La muestra sobre la cual se basa la investigación la constituyen 2 blocks de mineral polimetálico en veta de una población de 20 blocks. Esta veta tiene 25 cm de potencia con leyes promedio de 5.31 Ag Oz/TC, 1.08 %PB, 0.18 %Cu, 3.78 %Zn y 65.23 US\$/TM de

valor de mineral. La roca encajonante es sedimentaria arenisca calcárea, geomecánicamente un tipo de roca de regular a buena con un RMR promedio de 65 y la veta es del tipo IIIA y un RMR de 45. La roca encajonante es un diseminado de mineral.

3.1.6. Instrumentos para registro de datos

Como lo que se va a medir es la variable dependiente, es decir la rentabilidad del método y en ella están involucrados el número de unidades producidas, la productividad y el costo los instrumentos a considerar son los siguientes:

- Cronometro para medir los tiempos involucrados
- Reportes de operación.
- Escalímetros
- Flexómetro
- Distanciómetro
- Planos
- Base de datos de perforación, rotura y producción
- Base de datos de equipos, mano de obra, materiales
- Precios unitarios
- Fotografías

Estas mediciones se realizaron mensualmente para la valorización sin embargo se hizo un seguimiento semanal y hasta diario.

3.1.7. Descripción del Procedimiento de Investigación

Esta investigación se desarrolló en cinco fases principales: Primera fase, en la cual se planificaron las diversas actividades conducentes a realizar la investigación, entre ellas recabar información referida al tema. Estas sirvieron para el marco conceptual, marco

teórico, antecedentes, locales, nacionales e internacionales. Se recabo principalmente información histórica de la explotación convencional de esta veta en niveles superiores en años anteriores. De igual manera se recabo información de la explotación de vetas angostas de vetas de mayor potencia explotadas en la unidad. Segunda fase, en la que se realizó la investigación de campo de la explotación convencional de la veta de manera convencional en dos blocks de veta. Tercera fase, se realiza el diseño del método de explotación por taladros largos para dos blocks de veta tomados de muestra. Cuarta fase, se realiza la investigación de campo del nuevo método de explotación. Quinta fase, se realiza la recopilación y análisis de resultados de los dos métodos de explotación empleados. Sexta fase, se realizó las conclusiones y recomendaciones de la investigación.

3.1.8. Fuentes de obtención de datos e información

Las siguientes fuentes de captación de datos fueron tomadas en cuenta:

3.1.8.1. Fuentes primarias

En Campo: Observación, toma de datos (tiempos, fotografías, control topográfico). Ver Apéndices. En Gabinete: Reportes, planes de minado, diseños, reportes geológicos, etc. Ver Apéndices.

3.1.8.2. Fuentes secundarias

Libros, Tesis de grado y maestría referentes al tema de tesis, documentos de organismos gubernamentales. Ver referencias bibliográficas.

3.2. Desarrollo de la Tesis

Este capítulo comienza describiendo el Minado de la Veta Duque en el Pre test poniendo énfasis a las variables dependientes e independientes de la investigación. Con esta información y la descrita en el capítulo I de la realidad problemática local se realiza el análisis de la cusa raíz determinando primero las causas que generan la baja rentabilidad del minado de vetas angostas mediante el diagrama de Ishikawa y determinando luego la causa

raíz mediante la metodología de los cinco porqués. Se plantean las alternativas de solución a las causas raíces del problema central que es la baja rentabilidad de la explotación de vetas angostas. Finalmente se presenta la solución propuesta como la explotación de la veta angosta con su diseminado mediante el método sublevel stoping. Luego se describe la implementación de la propuesta y se termina el capítulo describiendo el Minado de la Veta Duque en el Post test, poniendo énfasis también en las variables de la investigación.

3.2.1. Minado de la Veta Duque en el Pretest

3.2.1.1. Dilución, ancho de minado, leyes y valor de mineral.

En el pretest se utilizó el método de explotación corte y relleno ascendente convencional para el minado de la veta Duque. Se escogió este método para evitar tener excesiva dilución en esta veta angosta que hiciera inviable técnica y económicamente la explotación. En sus primeros 2 cortes este tajeo se explotó mediante circado, es decir se recuperó los 0.25m de la veta con leyes de 5.31 Ag Oz/TC y 3.78% de Zn y luego se rellenó con el desmote de las cajas abriendo al ancho de minado de 0.8m como espacio de trabajo para el personal. Ver Figura 3.1.

En adelante se decidió recuperar el mineral a un ancho de minado a 0.8m porque se encontró mineral diseminado alrededor de la veta.. Este mineral diseminado tenía leyes de 1.88 Ag Oz/TC y 2.77% de Zn. Es así que se dejó de realizar el circado y se recuperó la veta y el diseminado juntos. En conjunto, la veta más el diseminado presentaron leyes promedio de 2.83 Ag Oz/TC y 3.05% de Zn en un ancho de minado ejecutado de 0.9m promedio y una dilución de la veta en mineral diseminado de 260%. Ver Tabla 3.1

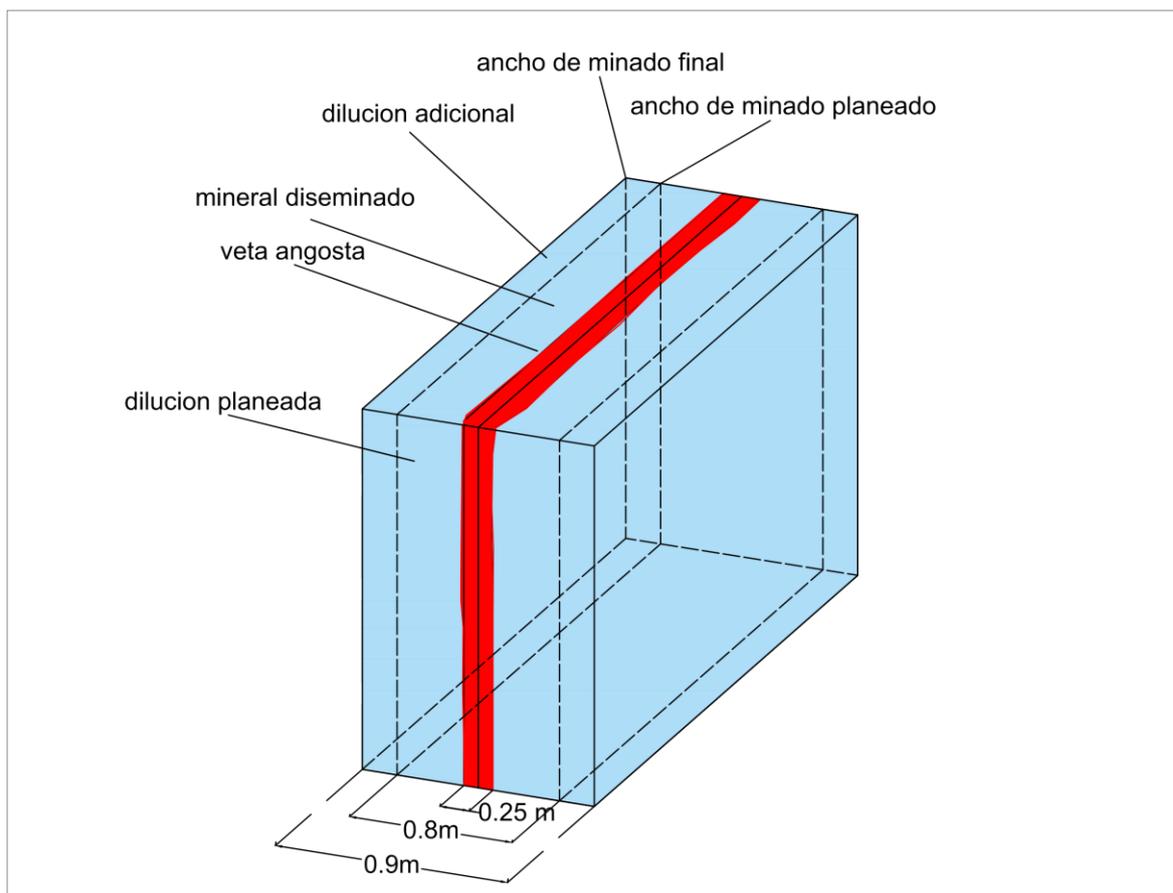


Figura 3.1. Veta y diseminado

Adaptado de “The Nature of Dilution in Narrow Vein Mining Operations”, Pag. 93 por S. Dominy, R. Phelps, Ch. Sangster, G. Camm, (<https://www.researchgate.net>)

Tabla 3.1. Ancho de minado, leyes y valor de mineral.

	A. V.	A.M.	Ag Oz/TC	Zn %	\$/TM
Veta	0.25		5.31	3.78	65.23
Diseminado			1.88	3.78	65.23
Veta + Diseminado (C&R)					
Planificado		0.8	2.95	3.09	45.80
Ejecutado		0.9	2.83	3.05	44.81

Fuente: Tomado de “Informe Mensual” por Área de Geología, 2020

tiene el subnivel de 0.9mx2.4m de sección. Esta excavación se realiza sobre veta y es desde donde se iniciará la explotación del tajeo. Este subnivel se excava paralelo a la galería inferior, dejando un puente de mineral de 3m para mantener la galería como acceso. Ver Figura 3.2.

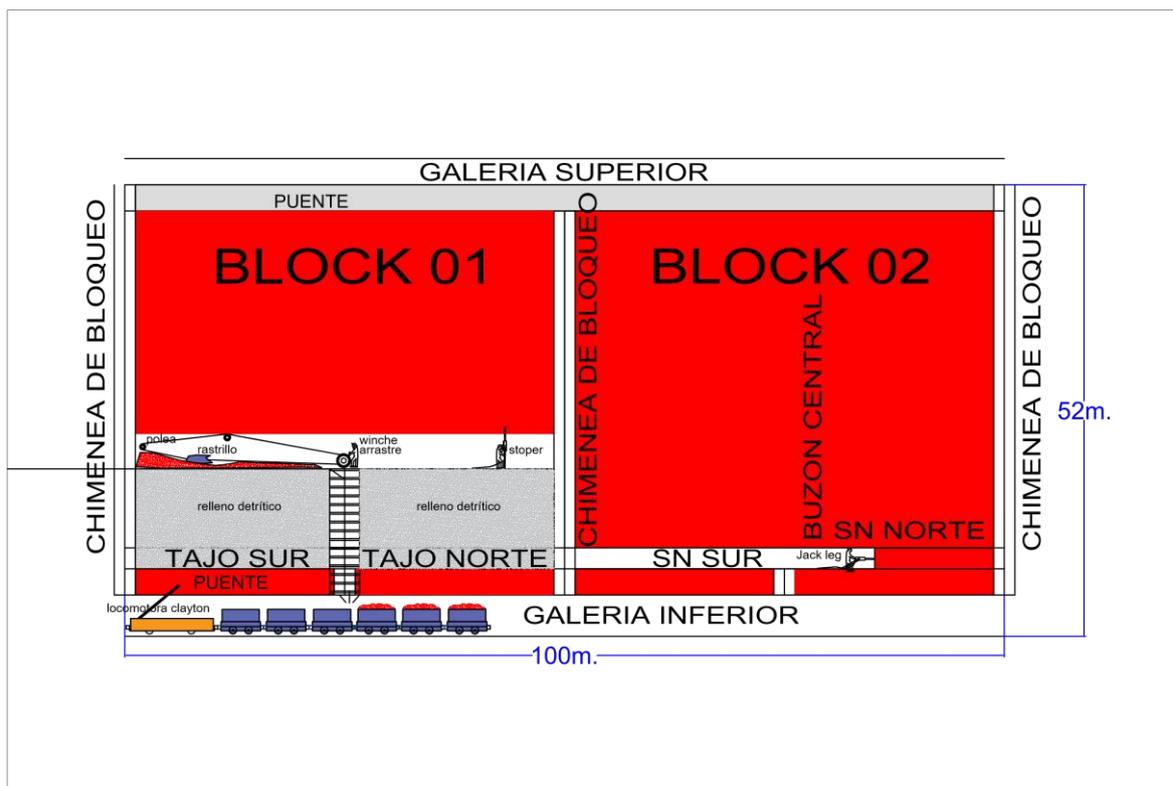


Figura 3.2. Tajeos en Corte y Relleno Ascendente Convencional. Veta Duque
Fuente: Adaptado de SME (SME, 2011, Pág. 1371)

Ciclo de Minado. Una vez que la preparación del block se realizó, es el momento de producir el mineral, es decir retirar, extraer, recuperar el mineral que se encuentra en el block de mineral. Este procedimiento es llamado ciclo de minado y la comprenden las actividades de Perforación, voladura, sostenimiento, limpieza de mineral y relleno.

Perforación. Para la perforación se utilizó barrenos integrales de 6 pies de longitud. Como equipo se utilizó una perforadora stoper. La perforación se realizaba alternando cada

ala del block. Mientras una de ellas se encontraba en perforación. En la otra se realizaba el relleno. La perforación se realizó con un burden de 0.30m y espaciamiento de 0.25m con una malla de 2 por 1. Se perforaba en tandas de 32 taladros por guardia. Tenía que estar perforada toda el ala para recién comenzar con la rotura. Para la perforación de toda el ala se requirieron 170 m de taladros de 6 pies de longitud. Esto quiere decir que la perforación se realizó en 6 guardias.

Voladura. La voladura se realizaba en un tramo de 8m para poder sostener y jalar el mineral. Para la voladura se utilizaron emulsiones de 65% 3000 de 1"x 7" como explosivos y como accesorios de voladura se utilizaron carmex y mecha rápida.

Sostenimiento. El sostenimiento se realizó mediante pernos de fricción como el Split set y con malla electrosoldada en algunos casos. También se utilizaron puntales de seguridad de forma puntual.

Acarreo. El acarreo de mineral se realizó mediante rastrillo de 24" y mediante un winche de arrastre de 15HP.

Relleno. Una vez que se extrajo el mineral se rellena el tajeo con desmonte obtenido de las labores de avance. Esta actividad se realiza con el winche de arrastre y rastrillo.

3.2.1.3 Productividad

La productividad es una ratio que muestra la relación entre el beneficio que se obtiene y los recursos que se utilizan. En el sector minero y específicamente en el proceso productivo del mineral, uno de los ratios de productividad más importantes y utilizados es ton/h-gdia. Esta ratio indica cuantas toneladas de mineral se producen por el trabajo de una persona en una jornada de trabajo. La productividad para este método de minado promedio fue de 2.3 ton/h-gdia

3.2.1.4. Costo

El costo en los avances lineales llega a alcanzar los 11.75 US\$/ton, a una tasa de cambio de 3.5 soles. Este alto valor se ve influenciado por la construcción de 200m en chimeneas y el poco tonelaje a recuperar con el minado. Ver Tabla 3.3

Tabla 3.3. *Costo de Preparación y Desarrollo en Corte y Relleno Ascendente*

Labor	Ancho	Alto	Longitud	P.U (US\$/m)	Costo total (US\$)	(US\$/ton)
Galeria	2.7	2.7	100	534.0	53399	4.94
Subnivel	0.9	2.2	100	236.8	23681	2.19
Chimeneas	1.5	3	200	248.9	49783	4.61
Subtotal					126864	11.75

Fuente: Tomado de Precios Unitarios por Área de Productividad, 2020 (Apéndices I, J, K)

El Costo de explotación del tajeo fue de 15.21 US\$/ton. Siendo la perforación y voladura el de mayor impacto 70.4% del total. Ver Tabla 3.4.

Tabla 3.4. *Costo de Explotación en Corte y Relleno Ascendente*

Ciclo Minado	Costo (\$/ton)
Perforacion	10.71
Voladura	
Limpieza	1.43
Relleno	2.81
Sostenimiento	0.26
Subtotal	15.21

Fuente: Tomado de Precios Unitarios por Área de Productividad, 2020 (Apéndices G, H)

El costo de minado que involucra el costo preparación y desarrollo y el costo de explotación del tajeo llega a ser 26.96 US\$/ton.

Costo de minado=Costo de Preparación + Costo de Explotación.

Costo de minado=11.75 US\$/TM + 15.21 US\$/TM

Costo de minado=26.96 US\$/TM

El Costo de Producción Mina estaría conformado por la suma del costo de minado y el costo de transporte de mineral. Ver Tabla 3.5.

Costo de Producción mina = Costo de Minado + Costo de Transporte de mineral

Costo de Producción Mina=26.96 US\$/TM+3.1 US\$/TM

Costo de Producción Mina=30.06 US\$/TM

Tabla 3.5. *Costo de Producción Mina en Corte y Relleno Ascendente*

	Costo (\$/ton)
Costo de Preparacion y Des	11.75
Costo de Explotacion C&R	15.21
Costo de Transporte	3.10
Total	30.06

Fuente: Tomado de las tablas 13, 14 y Precios Unitarios.

3.2.1.5. Rentabilidad

Para hallar el margen operativo del método se hizo la diferencia entre el ingreso y el costo, tal como es calculado por (Magaña & Leyva, 2011) y (Jiménez & Cruz, 2016, pág. 81). En este caso el ingreso esta dado por el valor del mineral (44.81 US\$/TM) y el costo esta dado por el Costo de Producción Mina (30.06 US\$/TM). Por lo tanto, el margen operativo del método es 14.75 US\$/TM. Ver Tabla 3.6.

Se puede calculó algunos índices de rentabilidad utilizados en proyectos como el VAN, TIR, B/C que toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo. La data utilizada se presenta en el Apéndice B. Los cálculos consideran periodos mensuales. Las tasas de descuento anual y mensual asumidas son de 10% y 0.79% respectivamente. En ella se obtiene un VAN de US\$ 130,163.15 con una inversión de US\$127,461 en preparaciones

como galerías, subniveles y chimeneas, etc. Este valor indica que el método es rentable. Para el TIR mensual se obtiene un valor de 7% para una tasa de descuento de 0.79%. Para el índice B/C se obtiene un valor de 1,43 el cual indica que por cada dólar invertido obtengo 0.43 dólares y se calculó como el cociente entre los ingresos totales entre los costos totales. Ver Tabla 3.6.

Tabla 3.6. *Indicadores de rentabilidad para el Corte y Relleno Ascendente*

Corte y Relleno	
Valor de Mineral	USD 44.81
Costo de Produccion	USD 30.06
Margen Operativo	USD 14.75
VAN	USD 130,163.15
TIR	7%
B/C	1.43

Fuente: Tomado del Apéndice B y Tabla 15.

3.2.2. Alternativas de solución identificadas

En el acápite anterior se determinó las causas raíces que ocasionan la baja rentabilidad en el minado de vetas angostas en la unidad minera. En este acápite 4.3 se plantean las alternativas de solución para enfrentar a estas causas raíces y dar solución a la baja producción, productividad, altos costos del minado de vetas angostas.

La alternativa de solución que se ha encontrado para enfrentar la causa raíz de una veta demasiado angosta está la de explotar la veta conjuntamente con el diseminado. Cambiar el espesor de la veta no está en nuestras manos, pero si poder explotarla, pero a un mayor ancho aprovechando el diseminado de las cajas.

Para el desarrollo de esta matriz también se contó con la participación de los ejecutivos de la empresa. Esta matriz multicriterio la utilizamos para elegir la alternativa más adecuada para resolver el problema de baja rentabilidad en vetas angostas. Los criterios de

selección a tener en cuenta son (F) Facilidad para solucionar, (A) Afectación a otras áreas, (C) Calidad y su nivel de mejora, (d) Tiempo que implica la solución, (I) Inversión y (S) Seguridad. Ver Tabla 3.7.

La alternativa de solución que se ha encontrado para evitar la explotación convencional de la veta está el cambiar el método de explotación convencional por un método de explotación de mayor tecnología, es decir que tenga un porcentaje más alto de utilización de equipos mecanizado. Este cambio de método es una variable que está en nuestras manos el poder realizarlo. Dentro de las alternativas que se presentan para poder implantar un método de explotación con un mayor grado de mecanización tenemos al Corte y Relleno Mecanizado y al Sublevel Stopping. Entre ellas debemos elegir, y para ello utilizaremos la Matriz de priorización multicriterio llamada FACTIS, Ver tabla 3.8.

Tabla 3.7. *Criterios Matriz Factis*

	Criterios de Selección	Factor de ponderación
F	Facilidad para solucionarlo 1. Muy difícil 2. Difícil 3. Fácil	6
A	Afecta a otras áreas su implementación 1. Si 2. Algo 3. Nada	1
C	Mejora la calidad 1. Poco 2. Medio 3. Mucho	3
T	Tiempo que implica solucionarlo 1. Largo 2. Medio 3. Corto	5
I	Requiere inversión 1. Alto 2. Medio 3. Poco	4
S	Mejora la seguridad 1. Poco 2. Medio 3. Mucho	2

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero & Cabanillas, 2019(<https://tesis.pucp.edu.pe>)

Estos criterios tuvieron un factor de ponderación del uno al seis. De la misma manera se calificó cada criterio con una valoración del 1 al 3 en cada alternativa de solución y finalmente se multiplicó por el factor de ponderación. Después de realizar la suma ponderada de cada alternativa se eligió la alternativa de más alto puntaje. En este caso se escogieron: Realizar el método de explotación mediante Sublevel Stopping y explotar la veta y su diseminado juntos. Ver Tabla 3.8.

Tabla 3.8. *Matriz Factis Multicriterio*

Causas Raíces		6	1	3	5	4	2	Total	Alternativas de Solucion
		F	A	C	T	I	S		
1. Metodo de explotacion convencional	criterio puntaje	Dificil 2	Algo 2	Mucho 3	Medio 2	Medio 2	Medio 2	45	Metodo Corte y Relleno Mecanizado
	criterio puntaje	Facil 3	Si 1	Mucho 3	Corto 3	Poco 3	Mucho 3		
2. Veta muy angosta	criterio puntaje	Facil 3	Si 1	Medio 2	Corto 3	Poco 3	Medio 2	56	Explotar veta y diseminado

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero & Cabanillas, 2019(<https://tesis.pucp.edu.pe>)

Método de explotación Corte y relleno mecanizado. Esta alternativa de solución consiste en la explotación de la veta mediante la utilización equipo mecanizado, tiene un volumen de producción intermedio, y es de un costo intermedio. Requiere alta inversión en preparación. No se tiene tajos que se hayan explotado bajo esas condiciones en la unidad minera.

Método de explotación Sublevel Stopping. Esta alternativa de solución consiste en la explotación de la veta con equipo mecanizado, tiene un volumen de producción alto y es de un costo bajo. No requiere mucha inversión en preparación pues ya se tiene preparado ese sector de la mina para ese método de minado. Se tienen la experiencia de explotación de tajos por sublevel stopping en este sector de la mina con vetas de mayor potencia.

Explotar la veta con el diseminado. Esta alternativa plantea recuperar la veta y también el mineral diseminado en las cajas techo y piso de esta estructura. Con esta alternativa de solución el mineral evitara contaminarse con desmonte al hacer el minado a un ancho mayor que el ancho de veta.

3.2.2.1. Solución Propuesta

En base al análisis realizado en el acápite anterior podemos señalar que las alternativas seleccionadas enfrentarían las causas que ocasionan el problema de la baja rentabilidad. Se recomendó realizar la implementación de estas dos alternativas.

La primera alternativa consiste en realizar un cambio a la metodología utilizada para extraer el mineral de la roca en una determinada zona de la mina. A esta metodología se le denomina en el sector minero Método de Explotación Subterránea. Este cambio se realizará de un método convencional denominado Corte y relleno a un método mecanizado denominado Sublevel Stopping. La segunda alternativa será extraer el mineral contenido en la veta, sino también el mineral contenido como diseminado en la roca circundante. Ver Figura 3.3.

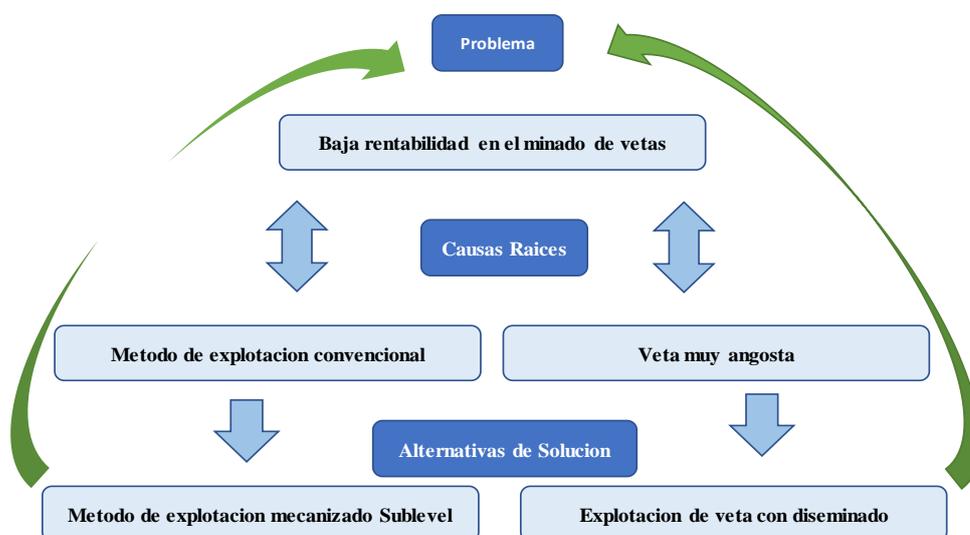


Figura 3.3. Esquema del Problema, causas y alternativas de solución

Fuente: Adaptado de “Consultoría de negocio para Financiera Qapaq SA” por Romero & Cabanillas, 2019 (<https://tesis.pucp.edu.pe>)

3.2.3. Implementación

Los resultados en cuanto a producción, productividad y costo para el minado de la veta en el Pre test no fueron alentadores. Es así que se decide realizar la prueba piloto en los siguientes 2 blocks de la veta. Para hacer la prueba en campo fue necesario realizar la implementación, es decir la preparación del tajeo. La implementación consistió en el diseño, planificación de materiales, mano de obra y equipos y finalmente la ejecución de las labores de preparación del tajeo.

No se tuvo problemas en conseguir el personal con experiencia que pueda hacerse cargo de la perforación, voladura, limpieza, acarreo y relleno del tajeo. Esto debido a que se tiene la experiencia de trabajar con taladros largos en labores aledañas, pero en cuerpos.

Clasificación Geomecánica

Con respecto a la roca encajonante podemos señalar que en su génesis es una roca sedimentaria, específicamente una arenisca calcárea, es decir granos de arenisca unidos mediante el cemento calcita con una composición aproximada de 15 a 25% de calcita. Si tomamos como base su comportamiento mecánico se le puede clasificar como una roca clástica. Geomecánicamente eran un tipo de roca Regular a Buena con una clasificación Rock Mass Rating RMR de 65. Con respecto a la veta, esta es una estructura sulfurosa con contenido de plata plomo y zinc. Geo mecánicamente tiene un valor de 45 según el Rock Mass Rating. Según lo expuesto la calidad del macizo rocoso es adecuado para la explotación por sublevel stoping pues la roca encajonante es competente, además la inclinación de la veta es favorable.

Labores de preparación

Para que el tajeo haya pueda producir lo planificado fue necesario relizar el laboreo de acuerdo al diseño preestablecido de manera tal que pueda desarrollarse los trabajos con eficiencia y seguridad. Según el diseño el tajeo debe estar constituido por:

Galería inferior. Esta excavación desarrolla en mineral se realizó con una sección de 3.5 m de ancho por 3.5 m de alto para que el equipo simba y el scoop R1300 puedan realizar su trabajo sin ningún tipo de conveniente. Esta labor temporal se sostuvo mediante pernos de fricción (pernos Split set) y con shotcrete de 2 de dos pulgadas de espesor e instalada de manera puntual. Esta labor minera es muy importante no solo porque es la que delimita la zona mineralizada sino también porque es importante para la extracción de mineral y la perforación. Para delimitar la zona mineralizada se realizan perforaciones radiales de exploración con taladros largos de hasta 25m de longitud, de las cuales se toman muestras de los detritus que posteriormente servirán para el modelamiento del cuerpo mineralizado. Esta labor se ubicó en el nivel de extracción. En esta labor cayo por gravedad todo el mineral después de la voladura de los taladros ascendentes. Esta galería se desarrolló con el rumbo de la veta. Desde esta excavación o labor se realizaron las perforaciones ascendentes con taladros de 12m en promedio con equipo simba. Ver Figura 3.4. Esta galería al momento de producirse la primera voladura de los taladros positivos se convierte en tajeo. Ver Figura 3.4.

Subnivel, la cual sirvió para perforar taladros de forma ascendente y taladros de forma descendente se realizó con una sección de 3.5 m de ancho por 3.5m de alto. Tanto los taladros ascendentes y descendentes tuvieron una longitud de 12m en promedio. Ver Figura 3.4. El mineral procedente de la voladura de taladros perforados desde esta galería intermedia también cayó por gravedad en la galería inferior desde donde luego se procedió a su carguío

por el scoop y su acarreo hasta el echadero de mineral más próximo. Ver Figura 3.4.

By Pass. Esta labor permanente de desarrollo con una sección de 3.5m por 3.5m. Esta excavación tiene como función fundamental ser el acceso hacia las ventanas que conectan a la galería inferior o tajeo. Desde este By Pass el scoop escoge de que ventana puede recoger el mineral que está dentro del tajeo. Ver figura 3.4.

Ventanas. Estas excavaciones se realizaron con el objetivo de conectar el by pass con el tajeo y poder extraer el mineral con equipos LDH. Ver Figura 3.4

Secuencia de Minado

Tanto la perforación como la voladura se realizaron en retirada, primero los taladros positivos desde el nivel inferior. Luego los taladros positivos y negativos desde el subnivel u nivel intermedio. Un equipo Simba se tuvo permanentemente perforando en el tajeo en un sector alejado del equipo de limpieza de mineral evitando los peligros y minimizando riesgos. Ver Figura 3.4.

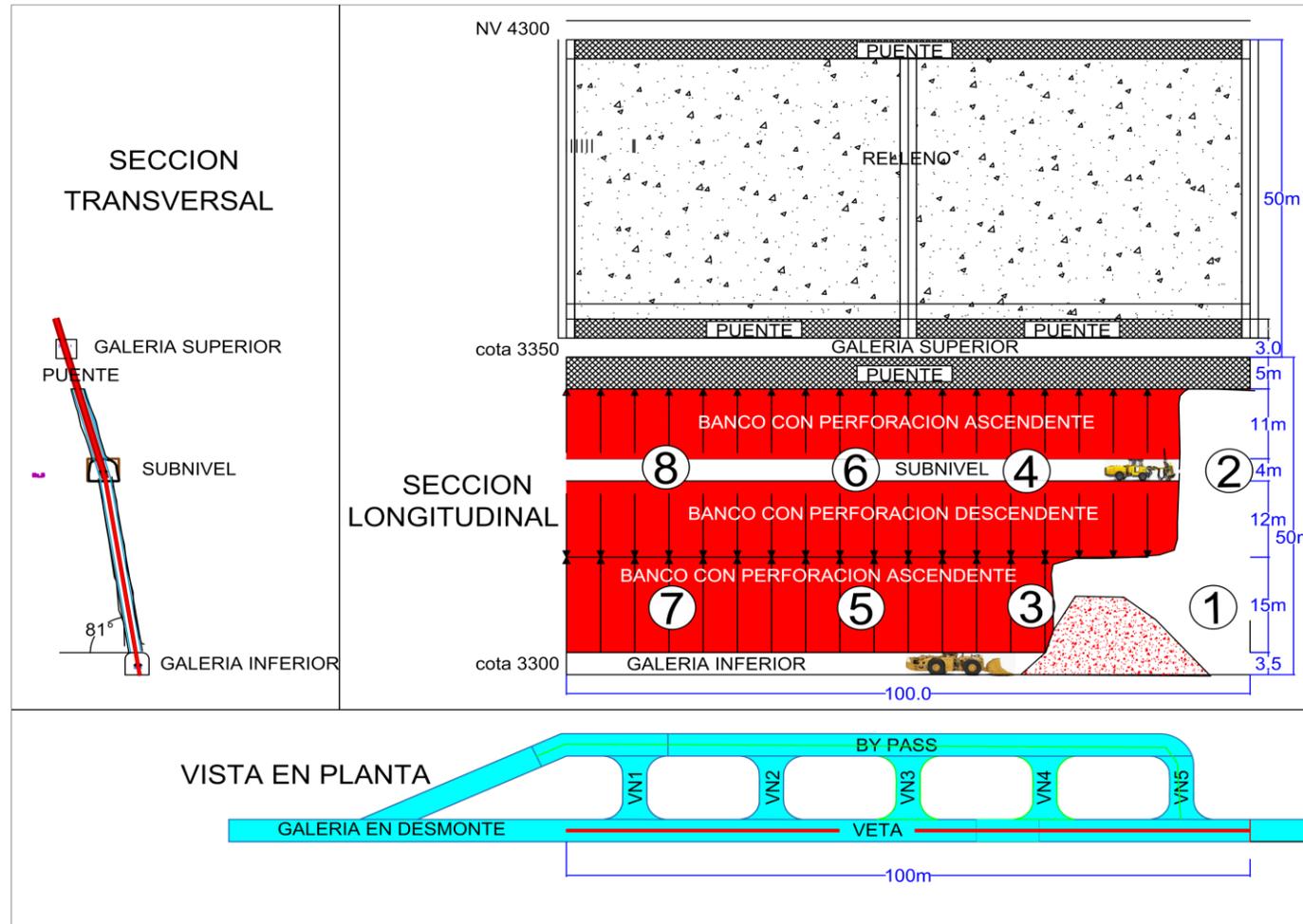


Figura 3.4. Diseño de Explotación para el minado con Sublevel Stopping

Fuente: Adaptado de "Possibility of Application of Backfill Methods with Cementing Fill in Ore Body Borska Reka" por Dejan Petrovic, Sasa Stojadinovic & Igor Svrkota (<https://www.researchgate.net>)

3.2.4 Minado de la Veta Duque en el Test

En esta etapa se realiza la prueba de la hipótesis. Se aplica el método de explotación sublevel stoping para determinar su influencia en la rentabilidad en el minado de vetas angostas. Para ello se medirá las variables producción, productividad, costo del minado y productividad.

3.2.4.1. Dilución, ancho de minado, leyes y valor de mineral.

Se planificó recuperar el mineral a un ancho de minado a 1.5 m, con leyes de: 2.45 Ag Oz/TC y 2.95 Zn% y valor de mineral de 41.65 \$/TM. Finalmente el ancho de minado fue de 1.70m con leyes de 2.38 Ag Oz/TC y 2.92 Zn% y valor de mineral de 41.12 \$/TM. La dilución de la veta en el mineral diseminado de baja ley fue de 580%. El mineral diseminado de baja ley de 1.88 Ag Oz/TC y 2.77% de Zn y valor de mineral 36.96 \$/TM. Ver Tabla 3.9.

Tabla 3.9. Ancho de minado, leyes y valor de mineral.

	A. V.	A.M.	Ag Oz/TC	Zn %	\$/TM
Veta	0.25		5.31	3.78	65.23
Diseminado			1.88	3.78	65.23
Veta + Diseminado (SLS)					
Planificado		1.5	2.45	2.95	41.65
Ejecutado		1.7	2.38	2.92	41.12

Tomado de "Informe Mensual" por Área de Geología, 2020

3.2.4.2 Producción.

La producción de estos dos blocks llegó a un promedio de 4099.6 TM mensuales tal y como se puede ver en la Tabla 3.10.

Tabla 3.10. *Producción Ejecutada*

Tomado de “Informe Mensual” por Área de Productividad, 2020

Actividad	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8
	0	0	0	4954.2	5121.2	5020.1	4850.3	552
	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12	Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16
Produccion (TM)_SS	0	0	0	0	0	0	0	0
	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Total
	0	0	0	0	0	0	0	20498

Esta cantidad promedio no es la capacidad máxima. Es la cantidad a la que estaba programada el tajeo.

3.2.4.3 Productividad

La productividad del tajeo estuvo en 23.1 TM/hombre guardia

3.2.4.4 Costo

El costo en los avances lineales llegó a alcanzar los 7.78 US\$/ton, a una tasa de cambio de 3.5 soles. Este bajo valor relativo se ve influenciado el gran tonelaje a recuperar con el minado mecanizado. Ver Tabla 3.11

Tabla 3.11. *Costo de Preparación y Desarrollo en Sublevel Stopping*

Labor	Ancho	Alto	Longitud	P.U (US\$/m)	Costo total (US\$)	(US\$/ton)
Galeria	3.5	3.5	200	432.76	86552.3	4.24
Ventanas	3.5	3.5	40	432.76	17310.5	0.85
By Pass	3.5	3.5	100	432.76	43276.1	2.12
Chimeneas	2	2	30	389.14	11674.2	0.57
					158813.0	7.78

Fuente: Tomado de Precios Unitarios por Área de Productividad, 2020 (Apéndice C)

El Costo de explotación del tajeo estuvo en 14.76 US\$/ton. Siendo la perforación con equipo mecanizado (50%) y la limpieza con scoop y dumper (43.9%) los de mayor impacto. Ver Tabla 3.12.

Tabla 3.12. *Costo de Explotación en Sublevel Stopping*

Ciclo Minado	Costo (\$/ton)
Perforacion	6.89
Voladura	0.98
Limpieza	6.88
Relleno	
Subtotal	14.76

Fuente: Tomado de Precios Unitarios por Área de Productividad, 2020 (Apéndices C)

El costo de minado = Costo Preparación y desarrollo + Costo de Explotación

Costo de minado = 7.78 US\$/TM + 14.76 US\$/TM

Costo de minado = 22.54 US\$/TM

El Costo de Producción Mina estaría conformado por la suma del costo de minado y el costo de transporte de mineral.

Costo de Producción mina = Costo de Minado + Costo de Transporte de mineral

Costo de Producción Mina = 22.54 US\$/TM + 3.1 US\$/TM

Costo de Producción Mina = 25.64 US\$/TM

Tabla 3.13. *Costo de Producción Mina Sublevel Stopping*

	Costo (\$/ton)
Costo de Preparacion y Des	7.78
Costo de Explotacion C&R	14.76
Costo de Transporte	3.10
Total	25.64

Fuente: Tomado del Apéndice C.

3.2.4.5 Rentabilidad

Para hallar el margen operativo del método se hizo la diferencia entre el ingreso y el costo, tal como es calculado por (Magaña & Leyva, 2011) y (Jiménez & Cruz, 2016, pág. 81). En este caso el ingreso está dado por el valor del mineral (41.12 US\$/TM) y el costo está dado por el Costo de Producción Mina (25.64 US\$/TM). Por lo tanto, el margen operativo es la diferencia, es decir 15.48 US\$/TM. Ver Tabla 3.14.

Se calculó también algunos índices de rentabilidad utilizados en proyectos como el VAN, TIR, B/C que toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo. La data utilizada se presenta en Apéndice B. Los cálculos consideran periodos mensuales. Las tasas de descuento anual y mensual asumidas son 10% y 0.79% respectivamente. En ella se obtiene un VAN de US\$ 280,205.6 con una inversión de US\$158,938 en preparaciones como galerías, cruceros, etc. Este valor indica que el método es rentable. Para el TIR mensual se obtiene un valor de 27%. Este valor indica que el método es rentable pues la rentabilidad obtenida es mucho mayor a la tasa de descuento mensual. Para el indicador B/C se obtiene un valor de 1,53 el cual indica que por cada dólar invertido obtengo 0.53 dólares.

Tabla 3.14. Indicadores de rentabilidad para el Sublevel Stopping

Sublevel Stopping	
Valor de Mineral	USD 41.12
Costo de Produccion	USD 25.64
Margen Operativo	USD 15.48
VAN	USD 280,205.60
TIR	27%
B/C (B=Ingresos/Costo)	1.53

Fuente: Tomado del Apéndice C.

Capítulo IV

Resultados de Investigación

Los resultados se pueden resumir en el análisis de las variables tanto en la etapa anterior al test (corte y relleno convencional) así como en la etapa posterior al test o post test (sublevel stoping).

4.1 Influencia en la Producción

Los resultados obtenidos confirman la hipótesis y el objetivo planteado en el Capítulo I, para la variable dependiente producción:

La producción mensual promedio se incrementa de 597 TM a 4099 TM (Ver figura 4.1), es decir un incremento de +3502 TM, representando esta cantidad el 586 % de la producción inicial. Ver Tablas 3.2 y 3.10. Esto debido principalmente al minado masivo que se realiza en cada uno de las fases del minado del sublevel stoping a diferencia del minado convencional del corte y relleno.

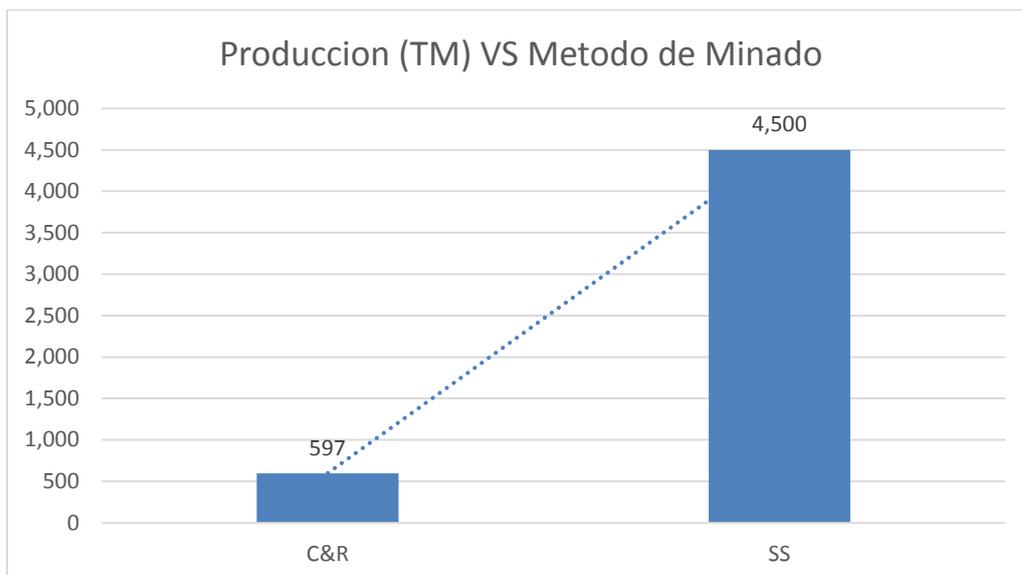


Figura 4.1. Producción por Método de Minado

Fuente: Tabla 3.2 y Tabla 3.10

4.2 Influencia en la Productividad

Los resultados obtenidos confirman la hipótesis y el objetivo planteado en el Capítulo I, para la variable dependiente productividad:

La influencia en la Productividad es que esta se incrementa de 2.28 TM/h-gdia a 23.1 TM/h-gdia (Ver Figura 4.2), es decir +20.82 TM/h-gdia, representando esta cantidad el 913 % de la productividad inicial. Esto debido principalmente a la utilización de equipo mecanizado en cada uno de las fases de minado en el Sublevel stoping. La utilización de equipo mecanizado permite obtener un mejor resultado en cuanto a volumen de producción y con una menor utilización de mano de obra.

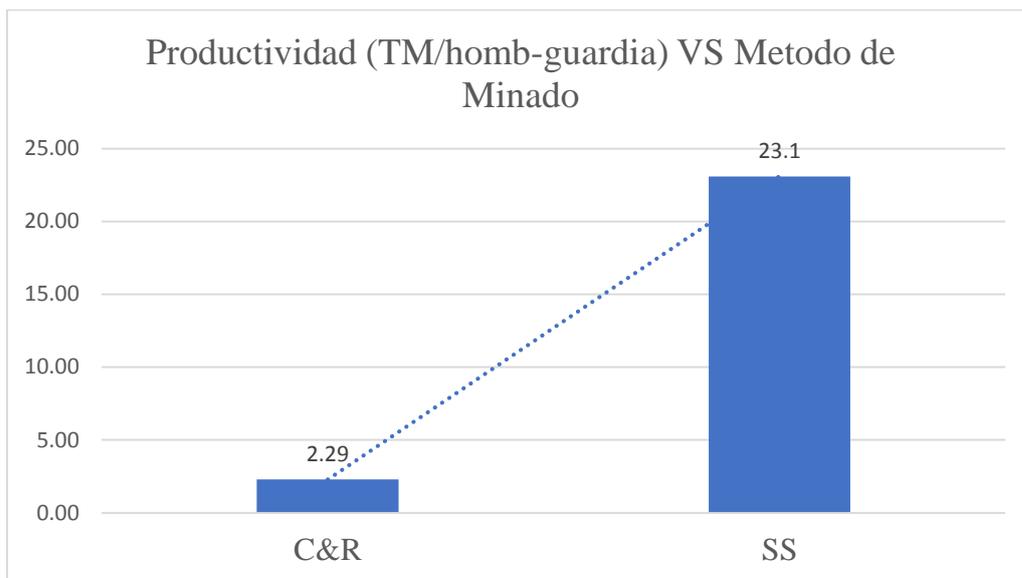


Figura 4.2. Productividad por Método de Minado

Fuente: Tabla 3.2 y Tabla 3.11

4.3 Influencia en el Costo

Los resultados obtenidos confirman la hipótesis y el objetivo planteado en el Capítulo I, para la variable dependiente costo:

La influencia en el costo de producción mina es que esta se reduce de 30.06 US\$/ton a 25.64 US\$/ton (Ver Figura 4.3), es decir -4.42 US\$/ton, representando esta cantidad el 14.7 % del costo inicial. Ver Tablas 3.5 y 3.13. Esto debido principalmente a que el costo de preparación es muy superior al costo de preparación en sublevel stoping. El Costo de explotación también es mayor en el corte y relleno comparado con el sublevel stoping

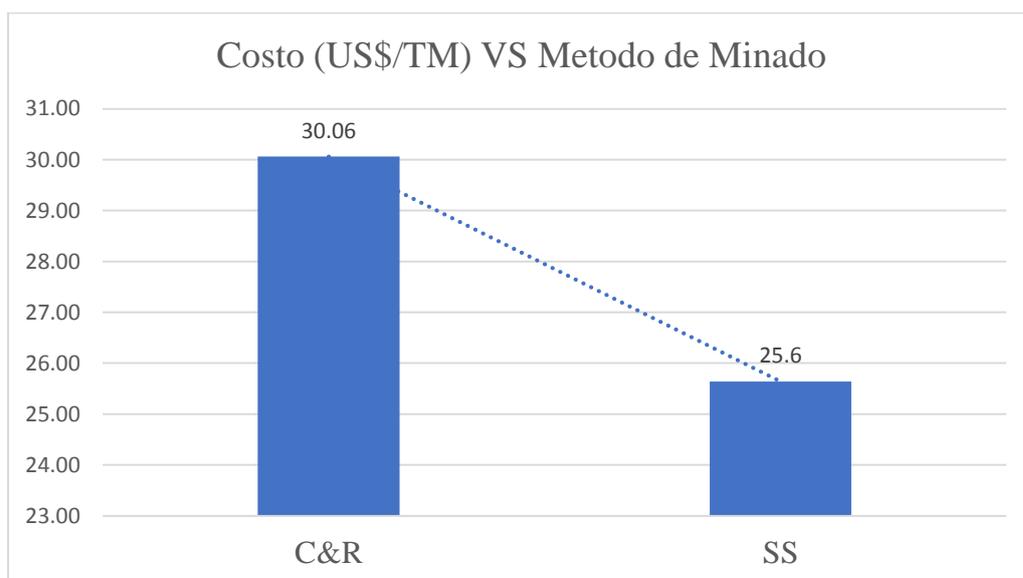


Figura 4.3. Costo de Producción por Método de Minado

Fuente: Tablas 3.5 y 3.13

4.4 Influencia en la rentabilidad

Los resultados obtenidos confirman la hipótesis y el objetivo planteado en el Capítulo I, para la variable dependiente Rentabilidad:

La influencia en el margen es que esta se incrementa de 14.75 US\$/TM a 15.5 US\$/TM (Ver Figura 4.4) es decir +0.75 US\$/TM. La diferencia en los costos es mayor y el valor de mineral en el caso del sublevel stoping es menor porque parte del mineral explotado es mineral diseminado.

El índice de Rentabilidad B/C indica que por cada dólar invertido obtengo una utilidad de 0.43 para el Corte y relleno mientras que por cada dólar invertido obtengo 0.53 para el Sublevel Stopping. Ver Figura 4.5.

El VAN del SS (280,206) es superior al VAN de C&R (130,163) en 115.27%, (Ver Figura 4.6) y ese VAN lo obtiene en ocho meses a diferencia del otro método que requiere veinticuatro meses. El TIR del SS (27%) es superior al TIR del C&R (7%) en 20%. La tasa

de descuento mensual considerado fue de 0.79%. Ver Figura 4.7. La rentabilidad del método Sublevel stoping es muy superior a la tasa de descuento.

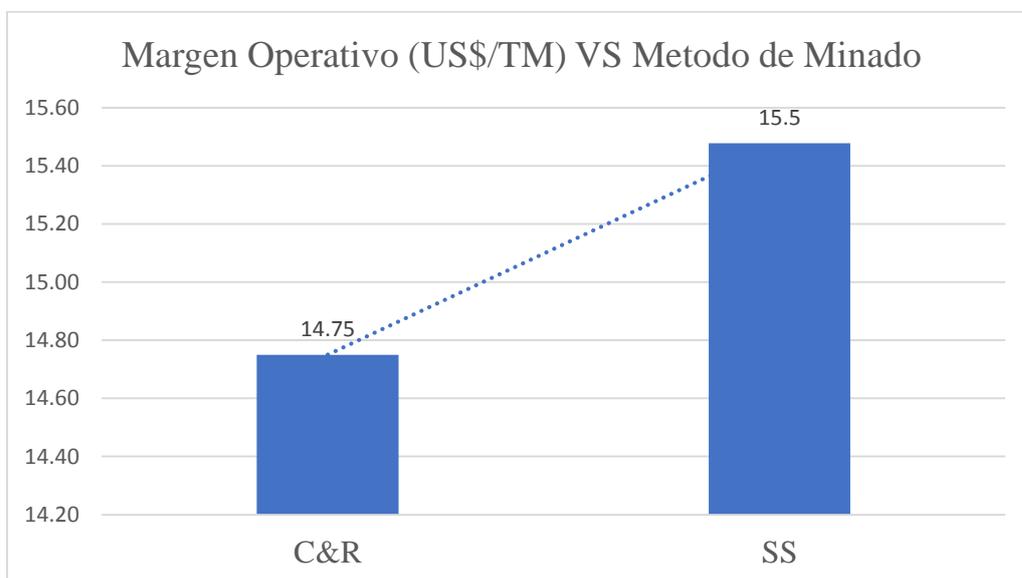


Figura 4.4. Rentabilidad por Método de Minado

Fuente: Tablas 3.6 y 3.14

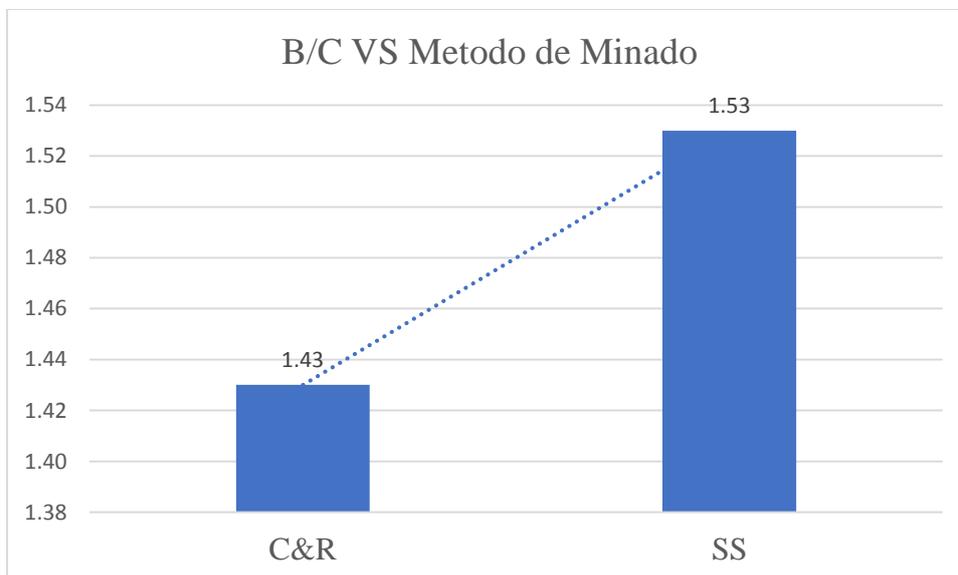


Figura 4.5. Índice de Rentabilidad por método de minado

Fuente: Tabla 3.6 y Tabla 3.14

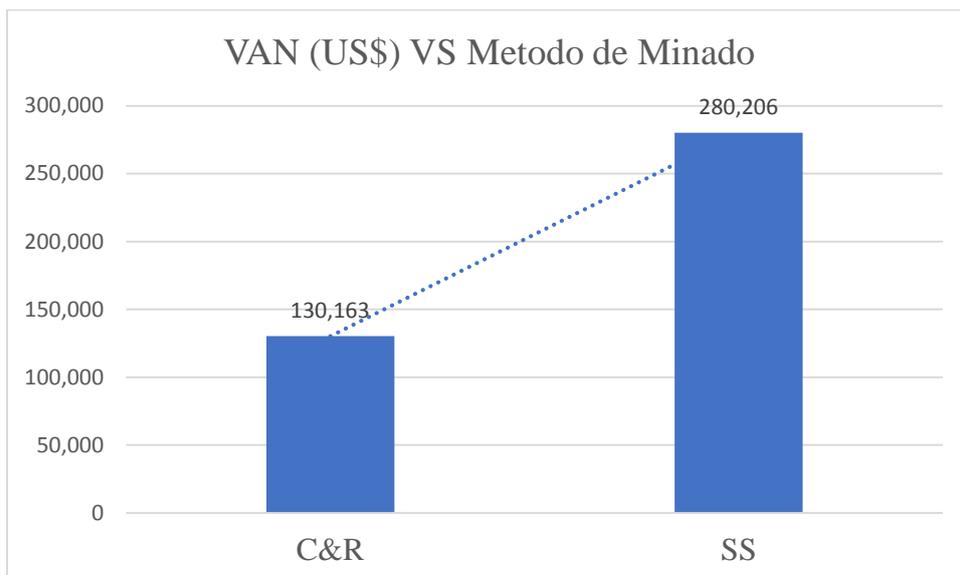


Figura 4.6. Valor Actual Neto por Método de Minado

Fuente: Tabla 3.6 y 3.14

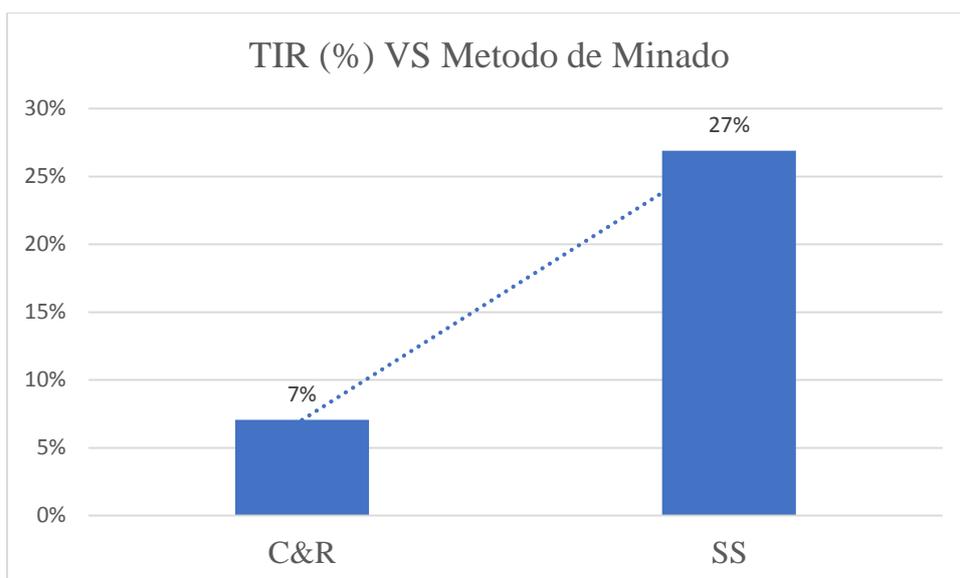


Figura 4.7. Tasa Interna de Retorno por Método de Minado

Fuente: Tabla 3.6 y Tabla 3.14

Conclusiones y Recomendaciones

Conclusiones

1. En esta tesis se determinó que la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ. La producción obtenida con el método Sublevel Stopping resultó mayor que la producción obtenida con el método Corte y Relleno. Se incremento en +3502 TM (586% de incremento).

2. En esta tesis se determinó que la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ. La productividad obtenida con el método Sublevel Stopping resultó mayor que la productividad que se obtuvo con el método Corte y Relleno. Se incremento en 20.82 TM/h-gdía (913% de incremento)

3. En esta tesis se determinó que la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye en la disminución del costo de producción de vetas angostas en la unidad minera XYZ. El costo de producción obtenido con el método Sublevel stopping resultó menor que el costo de producción que se obtuvo con el método Corte y Relleno. Se redujo en -4.42 US\$/ton (14.7% de reducción)

4. En esta tesis se determinó, finalmente, que la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye en el incremento de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ. La rentabilidad con el método Sublevel Stopping resulto mayor que la rentabilidad que se obtuvo con el método Corte y Relleno. Se incremento el margen en +0.75 US\$/TM (5.08% de incremento), Se incremento el Índice B/C (22.4% de incremento). Se incremento el VAN en +150,043 (115.27% de incremento). Se incremento el TIR en 20% (285.7% de incremento).

Recomendaciones

Después de haber realizado este estudio se puede recomendar que en situaciones donde se presente vetas demasiado angostas se evalúe el contenido mineralógico de la roca encajonante. Si el compuesto de la veta y la roca encajonante resulta un mineral de valor de mineral que pague el costo de producción podría ser rentable mediante la aplicación del sublevel stoping.

Referencias

- Atlas Copco (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Second Edition. 2007
- Adam, E. & Evert, R (1997). *Administración de la Producción y las Operaciones: Conceptos, Modelos y Funcionamiento*, 4ta edición, MEXICO: PRENTICE-HALL HISPANOAMERICANA. Recuperado de: https://books.google.com.pe/books?id=FI1wYyoz8-oC&printsec=frontcover&source=gbs_ViewAPI&redir_esc=y#v=onepage&q&f=false
- C. Musingwini, M. M. Ali & T. Dikgale (2009). *A linear programming and stochastic analysis of mining replacement rate for typical Bushveld Complex platinum reef conventional mining under variable geological losses*. Paper. Lecturer, School of Mining Engineering, University of Witwatersrand, Private Bag 3, WITS 2050, Johannesburg, South Africa. Recuperado de: https://www.wits.ac.za/media/migration/files/cs-38933-fix/migrated-pdf/pdfs-2/MPES_2009_Paper_V1.pdf
- Carlos, I & Rivera, E (2016). *Supremacía Económica de la puesta en marcha del Método de Explotación Sublevel Stopping en Vetas Angostas frente al Método de Explotación Convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha*. Tesis (Ingeniero de Minas), Trujillo, Universidad Nacional de Trujillo, Escuela Académico Profesión de Ingeniería de Minas. 83pp. Recuperado de: <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/3850/CARLOS%20JIMENEZ%20IVAN%20ALEXANDER%2c%20RIVERA%20CRUZ%20EDUARDO%20YOEL.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- De Jaime, J (2003). *Análisis Económico y Financiero de Las Decisiones de Gestión Empresarial*. Editorial Esic, 2003. Recuperado de:

<https://books.google.com.pe/books?id=G782j28CNo8C&pg=PA104&dq=rentabilidad+economica&hl=es-419&sa=X&ved=0ahUKEwjYq7vG0M7mAhVGH7kGHVuZD2wQ6AEISDAE#v=onepage&q=rentabilidad%20economica&f=false>

Dominy S, Phelps R, Sangster Ch & Camm G (1998). The nature of dilution in narrow vein mining operations. 1998. Balkema, Rotterdam, ISBN 90 5809 011 6. Mine Planning and Equipment Selection 1998, Singhal(ed-). Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/288667170_The_nature_of_dilution_in_narrow_vein_mining_operations

Fernández, S (2007). *Los proyectos de Inversión: Evaluación Financiera*. Primera Edición, Editorial tecnológica de Costa Rica, Pag 21, 2007. Recuperado de: https://books.google.com.pe/books?id=erlnsjksLMC&pg=PA21&dq=arbol+de+casas+problemas+efectos+calidad&hl=en&sa=X&ved=2ahUKEwizN3u2s_zAhWwH7kGHZdzDcYQ6AF6BAgKEAI#v=onepage&q=arbol%20de%20causas%20problemas%20efectos%20calidad&f=false

Gao, F, Zhou, KP, Deng, HW, Yang, NG & Li (JL2015). *Design and application of an efficient mining method for gentle-dipping narrow vein at Kafang Mine*. 2015. Central South University, China. Underground Design Methods 2015 – Y Potvin (ed.) Australian Centre for Geomechanics, Perth, ISBN 978-0-9924810-3-2. Underground Design Methods 2015, Perth, Australia. Recuperado de: https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1511_17_Gao/

Hernández, R., Fernández, C. & Baptista, M (2014) *Metodología de la Investigación*. Mc Graw Hill. Sexta Edición. Impreso en México.

- Hongren Ch, & Datar S & Rajan M (2012). *Contabilidad de Costos Un Enfoque Gerencial*, 14° edición, Editorial Pearson. Recuperado de: <https://profefily.com/wp-content/uploads/2017/12/Contabilidad-de-costos-Charles-T.-Hornngren.pdf>
- Hustrulid, W. & Bullock, R (2001). *Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. 2001
- Ishikawa, K (1986). *¿Qué es el Control Total de la calidad? La modalidad japonesa*. Editorial Norma. 1986. Pag 76. Recuperado de: <https://books.google.com.pe/books?id=MWGOXKteTQwC&pg=PA78&dq=que+es+el+control+total+de+la+calidad+espina+de+pescado&hl=en&sa=X&ved=2ahUKewiwp2i7NDzAhWRIbkGHVJ6CIgQ6AF6BAgFEAI#v=onepage&q=que%20es%20el%20control%20total%20de%20la%20calidad%20espina%20de%20pescado&f=false>
- Jorge, E (2000). *Administración de la producción como ventaja competitiva*. 2000. Recuperado de: <https://books.google.com.pe/books?id=ldnOKZ0bF2cC&printsec=frontcover&dq=Administraci%C3%B3n+de+la+producci%C3%B3n+como+ventaja+competitiva+produccion&hl=es&sa=X&ved=0ahUKEwj3lM3n287mAhXVBtQKHYGguDS8Q6AEILDAA#v=onepage&q=Administraci%C3%B3n%20de%20la%20producci%C3%B3n%20como%20ventaja%20competitiva%20produccion&f=false>
- Magaña, M. & Leyva, C (2011). *Costos y rentabilidad del proceso de producción apícola en México*. 2011. Recuperado de: http://www.scielo.org.mx/scielo.php?pid=S0186-10422011000300006&script=sci_arttext&tlng=en

- Ministerio de Economía y Finanzas (2021). *Informe de Actualización de Proyecciones Macroeconómicas, 2021*. Recuperado de: https://www.mef.gob.pe/contenidos/pol_econ/marco_macro/IAPM_2021_2024.pdf
- Muruaga, S (2016). *Elección de métodos de explotación para vetas angostas*. Tesis (Ingeniero Civil de Minas), Santiago de Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2016. 116 pp. Recuperado de: <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/139743/Seleccion-de-metodos-de-explotacion-para-vetas-angostas.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Nevada Massachusetts mine. *Variations of Principal Stopping Methods*. Página Web. Recuperado de: <https://www.911metallurgist.com/stopping-practice-methods/>
- Petrović D, Milić V, Svrkota I, Stojadinović S & Denić M (2015). *Possibility of Application of Backfill Methods with Cementing Fill in Ore Body Borska Reka*. Paper. 2015. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/289693281_Possibility_of_application_of_backfill_methods_with_cementing_fill_in_ore_body_Borska_reka
- Potvin, I & Hudyma, M (2000). *Open Stope in Canada*. Paper. Conference: Massmin 2000. Brisbane, Australia. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/303911917_Open_Stope_Mining_in_Canada
- Recuperado de: <https://books.google.com.pe/books?id=5uq-kdfHLWUC&pg=RA1-PA39&dq=sublevel+stopping+definition&hl=es-419&sa=X&ved=0ahUKEwjNsIOv98XmAhWoGLkGHeV1CucQ6AEIKzAA#v=onepage&q=sublevel%20stopping%20definition&f=false>

Romero, B & Cabanillas, J (2019). *Consultoría de Negocio para Financiera Qapaq S. A.* Tesis (Magister en Administración Estratégica de Empresas), Lima. Pontificia Universidad Católica del Perú, Escuela de Negocios Centrum, 2019.

SME (2011). *Mining Engineering Handbook, Third Edition*, editado por Peter Darling. 2011.

Stewart P, Slade J & Trueman R (2005). *The Effect of Stress Damage on Dilution in Narrow Vein Mines*. 2005. Perth, WA, 7 – 9. Ninth Underground Operators' Conference. P2. Recuperado de:

[https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

[P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__](https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_3309/AusIMM_UG_Operators__Conference_2005.pdf?Expires=1598568992&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=T0iRd0flz-URNez0exNQH2kmcqoga8~VM-72ra5ZLmaDbgo3F9w3Nunkx9L~cNPdtk954ovkPsY-Zvu0uO1aCkrorO201jCiMAhA35GijEa4de4sG6tiUj2RmNAYz2NOSS8eEa9vIXR XEChalWg0NU7BcJIEhtg6414qXnE5bhNc9M6XmFSnwvcave8wMjCcvsWh~fD IiuH9Z2U7PIN099MYWKn1iiumHTY4qdNT8~QlylBMXS8M0i4Q0V1pZ7-qP9ZzpDNas~gxRFqC2whlD6qVkoLXDfXSdr-P4F7hErTPdKCNJzcvSWDzSZAW179XXJgL16CuUZXYBwAQdOkjqQ__)

Toribio, Ch (2019). *Minado por Sublevel Stopping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la Compañía Minera Kolpa S.A. – Huancavelica – 2018.*

Tesis (Ingeniero de Minas), Huancayo, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. 139pp. Recuperado de:

http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/5190/T010_70999334_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Yihong, L and Weijin, Z (1986). Reducing Waste-Rock Dilution in Narrow - Vein conditions at Tungsten Mines in China. P.O. Box 67, Changsha, Hunan (China.)

1986. Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy, Ministry of Metallurgical Industry. *Mining Science and Technology*, 4 (1986) 1-7 1. Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam - Printed in The Netherlands, Recuperado de: <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0167903186901349>

Apéndices

Apéndice A: Matriz de Consistencia

Tabla A.1. *Matriz de Consistencia*

FORMULACION DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	DISEÑO MétodoLOGICO
<p>Problema general ¿La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influirá en la mejora de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ?</p> <p>Problemas específicos 1. ¿La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influirá en el incremento de la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ? 2. ¿La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influirá en la disminución del costo del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ? 3. ¿La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influirá en el incremento de la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ?</p>	<p>Objetivo general Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influye en la mejora de la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ?</p> <p>Objetivos específicos 1. Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influye en el incremento la producción del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ 2. Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influye en la disminución del costo de minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ 3. Determinar si la aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping influye en el incremento de la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ</p>	<p>Hipotesis general La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping logra incrementar la rentabilidad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ?</p> <p>Hipotesis específicas 1. La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping logra incrementar la producción en el minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ 2. La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping logra disminuir el costo de minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ 3. La aplicación del Método de explotación Sublevel Stoping logra incrementar la productividad del minado de vetas angostas en la unidad minera XYZ</p>	<p>Variable dependiente: Y Y: Rentabilidad Y1: Producción Y2: Costo Y3: Productividad</p> <p>Variable independiente: X X: Método de explotación</p>	<p>Variable Indicadores de Y: Y: VAN, TIR, B/C, Margen Operativo Y1: TM Y2: US\$/TM TM/Hombre-gdia</p> <p>Indicadores de X: X1: Cut and Fill X2: Sublevel Stoping</p>	<p>Tipo de investigación Aplicada</p> <p>Nivel de investigación Correlacional</p> <p>Diseño de la investigación Cuasi experimental</p> <p>Población Veta Angosta Duque</p> <p>Muestra Blocks de la veta Duque</p> $n = \frac{N \times Z^2 \times p \times q}{d^2 \times (N - 1) + Z^2 \times p \times q}$ <p>N=Total de la población n=Tamaño de la muestra Z=1.96 (al 95%) p=proporción esperada =5% error q=1-p d=Error máximo permitido (3%)</p> <p>técnicas en recolección La técnica a empleada fue : Observación, analisis, encuesta, reportes</p>

Nota: Tomado del Curso de Tesis en la Escuela de Post Grado Figgm

Apéndice B: Flujo Económico

Tabla B.1. *Flujo Económico para el corte y relleno ascendente*

Actividad	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12	Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	TOTAL		
Inversion		54254	49708	23499																							
Costo Mensual(US\$)							6822	7893	7376	7321	14013	15036	14537	14694	14741	14279	14851	14971	14737	10809	7607	7716	7249	3296	197948		
Ingreso Mensual (US\$)		0	0	0	0	0	16692	19313	18047	17913	34286	36791	35570	35953	36068	34938	36336	36632	36059	26447	18614	18878	17736	8066	484340		
Margen Mensual(US\$)		-54254	-49708	-23499	0	0	9870	11420	10671	10592	20274	21755	21033	21259	21327	20659	21486	21661	21322	15638	11007	11163	10487	4769	286392		
Corte y Relleno																											
Valor de Mineral	USD 44.81																										
Costo de Produccion	USD 30.06																										
Margen Operativo	USD 14.75																										
VAN	USD 130,163.15																										
TIR	7%																										
B/C	1.43																										

Nota:

*Tasa de descuento Anual: 10.00%

**Tasa de descuento Mensual: 0.79%

Fuente: Elaboración Propia

Tabla B.2. *Flujo Económico para el Sublevel Stopping*

Actividad	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12	Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Total	
Inversion		72850	86088																
Costo Mensual(US\$)				46419.3	103362	103300	71932.4	53175.9	6051.81	0	0	0	0	0	0	0	0	0	384241
Ingreso Mensual (US\$)		0	0	0	203718	210583	206424	199444	22698.2	0	0	0	0	0	0	0	0	0	842868
Margen Mensual (US\$)		-72850	-86088	-46419	100356	107283	134492	146268	16646.4	0	0	0	0	0	0	0	0	0	299688
<u>Sublevel Stopping</u>																			
Valor de Mineral	USD 41.12																		
Costo de Produccion	USD 25.64																		
Margen Operativo	USD 15.48																		
VAN	USD 280,205.60																		
TIR	27%																		
B/C (B=Ingresos/Costo)	1.53																		

Nota:

*Tasa de descuento Anual: 10.00%

**Tasa de descuento Mensual: 0.79%

Fuente: Elaboración Propia

Apéndice C: Precios Unitarios

Tabla C.1. Precio Unitario Crucero 3.5mx3.5m

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Crucero 3.5x3.5 -Jumbo Scoop Desmonte/Mineral						
Labor	Mecanizada	N° taladros	30	Longitud Perforado	3.60	Metros
		Pies/disparo	-	Longitud taladro		Pies
Sección (ancho x altura, metros)	3.50	3.50	Metro/disparo	108.00		3.30
Avance / Disparo	3.25		Gravedad específica	2.80		36.33
			Volumen/disparo (m ³)	39.81		111.48
				Toneladas/disparo		toneladas
					US\$/m	432.76
					S/. /m	1,514.66
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Operador de Jumbo	Tarea	1.00	20.57	4.00	82.29	
Ayudante Jumbo	Tarea	1.00	14.18	4.00	56.73	
Operador de Scoop	Tarea	1.00	18.53	2.00	37.07	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	1.40	46.76	
Maestro Cargador Explosivos	Tarea	1.00	14.30	4.00	57.19	
Ayudante Disparador	Tarea	1.00	13.27	4.00	53.08	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	1.97	20.53	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	2.59	43.55	
Mecanico Equipos Mina	Tarea	2.00	16.76	2.02	67.69	
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	1.12	16.52	
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	1.08	16.00	
Llantero	Tarea	1.00	14.00	1.00	14.00	
Tubero	Tarea	1.00	13.59	1.00	13.59	
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17	
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09	
Ayudante de Ventilacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34	
Bodeguero	Tarea	1.00	13.28	1.50	19.92	
Alimentación					48.38	
					633.91	195.05
PERFORACIÓN						
Barra T38-H35-SR35 14'	pza	1.00	1,342.25	2,500.00 m.	57.99	
Broca "B" SR35 de 51 mm.	pza	1.00	295.75	300.00 m.	106.47	
Shank COP 1838/1638 T38 x 435 mm.	pza	1.00	711.75	3,500.00 m.	21.96	
Broca Rimadora Domo SR35 DE 102 mm	pza	1.00	793.00	290.00 m.	39.38	
Coupling T38/T38 R. AL 90001964	pza	1.00	221.00	3,500.00 m.	6.82	
Afiladora de brocas	pza	1.00	155,616.00	1,440,000.00 m.	11.67	
Copas de Afilado Frontonero	pza	1.00	437.54	6,047.00 m.	7.81	
					252.10	77.57
EXPLOSIVOS						
Emulsión de 80% 5000 1 1/2" x 8"	pza	27.00	1.22		32.94	
Anfo	kg.	112.70	1.59		179.193	
Fanel 4.20 m.	pza	27	2.72		73.44	
Carmex 2.70 m.	pza	2	1.57		3.14	
Cordon Detonante 5P	m.	30	0.51		15.3	
					304.01	93.54
HERRAMIENTAS						
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1.00	487.60	120.00 disparos	4.06	
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14	
Llave Francesa 18"	pza	1.00	100.00	175.00 disparos	0.57	
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19	
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37	
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51	
Barretilla de aluminio de 1" x 12'.	pza	2.00	67.04	75.00 disparos	1.79	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15	
Atacador	pza	4.00	3.80	20.00 disparos	0.76	
Manguera de 1/2"	pza	1.00	3.04	180.00 disparos	0.02	
Manguera de 1"	pza	1.00	6.15	180.00 disparos	0.03	
Tubo de plástico de 1 1/4"	pza	6.00	3.03	1.00 disparos	18.18	
Grasa para brocas	kg	0.50	8.00	25.00 disparos	0.16	
Cinta adhesiva	rollo	1.60	1.09	1.00 disparos	1.74	
Valvula de bola de 2"	pza	1.00	92.25	35.00 disparos	2.64	
Acople para valvula de 2"	pza	3.00	9.30	35.00 disparos	0.80	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
Tubería de Polietileno 2"	m.	7.00	5.83		40.81	
Alcayata 1/2" x 50 cm. Dos niveles	und.	3.00	6.79		20.37	
					98.03	30.16
IMPLEMENTOS						
GlobalGuardia	Gdia	4.59	5.11		23.43	
					23.43	7.21
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Penberthy 25 kg.	Gdia	1.00	5.52		5.52	
Scoop 4.1yd3	hora	1.00	279.79	2.00 hora	559.58	
Camioneta	hora	1.00	19.34	1.12 hora	21.57	
Canter	hora	1.00	32.21	1.08 hora	34.78	
Jumbo FT	hora	1.00	452.36	3.50 hora	1,583.25	
					2,204.70	678.37
SUB-TOTAL						1,081.90
GASTOS GENERALES		25.00%				270.48
UTILIDAD		15%				162.29
PRECIO UNITARIO / m						1,514.66

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.2. Precio Unitario Carguo y acarreo con Scoop y Dumper

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Caguío y Acarreo Scoop y Dumper - Mineral							
Scoop R 1300	Mecanizada		1.15 m ³ /m.		N° de Taladros	10.00 Unid.	
			Ciclo/Hr.Scoop	14.81	Long.Tal. Prom.	12.00 m.	
	1		Dumper EJC 417	10	Metros Perforados	120.00 m.	
Dumper EJC 417	1		Distancia	600	Ton. Roto	300.00 Ton.	
Factor de Disparo	1.50	Ton./m.	Ciclo Prom.Dump.	19.58	Volumen Roto	138.46 m ³ .	
Horas de Operación/Gdía.	11.00	Hr.	Ciclo/Hr.Dumper	3.06	Vol.Roto Esponjado	193.85 m ³ .	
Factor de Esponjamiento	40%		Prod. Dumper	30.64	N° de Dumper/Scoop	4.83 Unidades	
Facto de Carga	-	Kg./m ³ .	Trabajo Dumper	9.79			
						US\$/ton	6.88
						S/. t	24.08
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m	
PERSONAL							
Operador de Scoop	Tarea	1.00	18.53	8.00	148.26		
Operador de Dumper	Tarea	3.00	18.06	3.26	176.85		
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	0.93	30.93		
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	1.31	13.57		
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	1.60	26.83		
Mecanico Equipos Mina	Tarea	2.00	16.76	1.00	33.70		
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.99	14.68		
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	1.01	14.99		
Llantero	Tarea	1.00	14.00	1.00	14.00		
Tubero	Tarea	1.00	13.59	1.00	13.59		
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17		
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09		
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34		
Alimentación					40.38		
						568.36	1.89
HERRAMIENTAS							
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19		
						0.19	0.00
IMPLEMENTOS							
.	Gdia	3.83	5.11		19.55		
						19.55	0.07
MAQUINARIA Y EQUIPO							
Scoop 4.1yd ³	hora	1.00	279.10	8.00 hora	2,232.82		
Dumper EJC 417	hora	3.00	229.63	3.26 hora	2,248.11		
Ventilador de 30,000 CFM	hora	1.00	9.67	4.00 hora	38.70		
						4,571.36	15.24
SUB-TOTAL							17.20
GASTOS GENERALES		25.00%					4.30
UTILIDAD		15%					2.58
PRECIO UNITARIO / t							24.08

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.3. Precio Unitario Voladura de Taladros largos

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Voladura de Taladro Largo Simba S7 - Mineral						
Labor	Mecanizada				N° de Taladros	13.00 Unid.
					Long.Tal. Prom.	19.00 m.
Factor de Disparo	1.22	Ton./m.		m3./m.	Metros Perforados	247.00 m.
Horas de Operación/Gdía.	11.00	Hr.			Ton. Roto	301.34 Ton.
Factor de Esponjamiento	40%				Volumen Roto	m ³ .
Facto de Carga	0.36	Kg./m³.			Vol.Roto Esponjado	m ³ .
					US\$ /ton	0.98
					S/. /t	3.44
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Maestro Cargador Explosivos	Tarea	1.00	14.30	8.00	114.39	
Ayudante Disparador	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.17	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	1.00	33.34	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	1.00	10.40	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	0.50	8.40	
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	1.00	14.82	
Llantero	Tarea	1.00	14.00	0.20	2.80	
Tubero	Tarea	1.00	13.59	0.25	3.40	
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17	
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	0.20	2.82	
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	0.20	2.67	
Alimentación					28.14	
					340.51	1.13
EXPLOSIVOS						
Emulsión de 80% 5000 1 1/2" x 8"	pza	15	1.22		18.30	
Anfo	kg.	85.00	1.59		135.15	
Fanel 30 m. Periodo Corto.	pza	15.00	10.99		164.85	
Carmex 2.70 m.	pza	2	1.57		3.14	
Cordon Detonante 5P	m.	30	0.51		15.30	
					336.74	1.12
HERRAMIENTAS						
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1.00	487.60	120.00 disparos	4.06	
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14	
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19	
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51	
Barretilla de aluminio de 1" x 12'.	pza	2.00	67.04	75.00 disparos	1.79	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Valvula de bola de 1"	pza	1.00	31.14	35.00 disparos	0.89	
Acople para valvula de 2"	pza	3.00	9.30	35.00 disparos	0.80	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
Alcayatas	Pza	1.00	6.00	1.00	4.92	
					16.90	0.06
IMPLEMENTOS						
GlobalxGuardia	Gdía	2.67	5.11		13.63	
					13.63	0.05
VENTILACIÓN						
Manga de ventilación 30"	m	50.00	7.14		0.00	
Accesorios manga de ventilación 30"	Glb		10%		0.00	
					0.00	0.00
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Anfo Car 100 Kg.	Gdía	1.00	23.95		23.95	
Camioneta	hora	1.00	19.34	0.50 hora	9.67	
					33.62	0.11
SUB-TOTAL						2.46
GASTOS GENERALES		25.00%				0.62
UTILIDAD		15%				0.37
PRECIO UNITARIO / t						3.44

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.4. Precio Unitario Perforación de Taladros largos

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Explotación Perforación de Taladro Largo Simba H 1254 - Mineral						
Labor		Mecanizada				
Factor de Perforación	102.00	m/gdía.		Factor Voladura	4.50	m3/m.
Horas de Operación/Gdía.	11.00	Hr.			1.22	ton/m.
Horas Efectivas/Guardia.	7.00	Hr.				
					US\$ /ton	6.89
					US\$ /m	8.41
					S/. /m	29.44
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Operador de Jumbo Taladros Largos	Tarea	1.00	22.66	8.00	181.25	
Ayudante Jumbo	Tarea	1.00	14.18	8.00	113.47	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	1.00	33.34	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	1.00	10.40	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	3.72	62.58	
Mecanico Equipos Mina	Tarea	2.00	16.76	8.97	300.74	
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.91	13.44	
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	0.59	8.79	
Llantero	Tarea	1.00	14.00	1.00	14.00	
Tubero	Tarea	1.00	13.59	1.00	13.59	
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17	
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09	
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34	
Alimentación					60.85	
					853.04	8.36
PERFORACIÓN						
Shank COP1550, 1838 T38	pza	1.00	272.00	3,500.00 m.	7.93	
Barra T38-RD38-T38 5'	pza	1.00	322.00	270.00 m.	121.64	
Copas de Afilado TL.	pza	1.00	436.01	3,467.00 m.	12.83	
Afiladora de brocas	pza	1.00	155,616.00	1,440,000.00 m.	11.02	
					153.42	1.50
HERRAMIENTAS						
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1.00	487.60	120.00 disparos	4.06	
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14	
Llave Francesa 18"	pza	1.00	100.00	175.00 disparos	0.57	
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19	
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37	
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51	
Barretilla de aluminio de 1" x 12'.	pza	2.00	67.04	75.00 disparos	1.79	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15	
Atacador	pza	4.00	3.80	20.00 disparos	0.76	
Carrizo	pza	5.00	0.38	1.00 disparos	1.90	
Manguera de 1/2"	pza	1.00	3.04	180.00 disparos	0.02	
Manguera de 1"	pza	1.00	6.15	180.00 disparos	0.03	
Grasa para brocas	kg	0.50	8.00	25.00 disparos	0.16	
Cinta adhesiva	rollo	1.60	1.09	1.00 disparos	1.74	
Valvula de bola de 2"	pza	1.00	92.25	35.00 disparos	2.64	
Acople para valvula de 2"	pza	3.00	9.30	35.00 disparos	0.80	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
Alcayatas	Pza	1.00	6.00	1.00	0.06	
					20.63	0.20
IMPLEMENTOS						
GlobalGuardia	Gdia	5.77	5.11		29.47	
					29.47	0.29
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Penberthy 25 kg.	Gdía	1.00	5.52		5.52	
Camioneta	hora	1.00	19.34	0.91 hora	17.55	
Canter	hora	1.00	32.21	0.59 hora	19.11	
Simba TL	hora	1.00	326.86	3.20 hora	1,045.95	
					1,088.13	10.67
SUB-TOTAL						
						21.03
GASTOS GENERALES 25.00%						
						5.26
UTILIDAD 15%						
						3.15
PRECIO UNITARIO / m						
						29.44

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.5. Precio Unitario Explotación Corte y relleno ascendente

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Explotación Angosto < 1.00 m. Ancho de Minado-Jack Leg-Winche Rastrillo Desmorte/Mineral						
Labor	Convencional	N° Taladros	32	Longitud Corte	7.80 m.	
Perforación	Dos y Uno	Pies/disparo	192	Ancho de Tajo	0.80 m.	
Espaciamiento	0.25 m.	Ton./Disparo	26.21	Atura del Corte	1.40 m.	
Burden	0.30 m.	Gravedad específica	3.00	Perforación	6 Pie	
		Volumen/disparo (m ³)	8.74	Factor de Carga	2.81 kg/m ³ .	
					US\$ /ton	10.71
					S/. /ton	37.50
					S/. /m³	112.49
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Útil	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Perforista	Tarea	1.00	18.06	8.00	144.51	
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.13	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	0.31	10.49	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	0.62	6.44	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	1.15	19.31	
Mecanico Equipos Mina	Tarea	1.00	16.76	1.15	19.36	
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41	
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41	
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09	
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34	
Bodeguero	Tarea	1.00	13.28	2.00	26.56	
Alimentación					31.95	
					406.99	46.59
PERFORACIÓN						
Barreno Integral 6		1.00	0.19	192.00 Pies	4.83	
Aceite Perforación		1.00	25.11	660.00 Pies	0.97	
Afiladora de Barreno	pza	1.00	5,673.50	100,000.00 Pies	1.45	
Piedra de Esmeril 8"x4"x1 1/4" Tipo Copa	pza	1.00	190.99	12,000.00 Pies	0.41	
					7.66	0.88
EXPLOSIVOS						
Emulsión de 65% 3000 1" x 7"	pza	256	0.45		115.2	
Carmex 2.70 m.	pza	32	1.57		50.24	
Mecha Rápida	m.	20	0.98		19.6	
					185.04	21.18
HERRAMIENTAS						
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14	
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37	
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15	
Atacador	pza	4.00	3.80	20.00 disparos	0.76	
Carrizo	pza	5.00	0.38	1.00 disparos	1.90	
Manguera de 1/2"	pza	50.00	3.04	180.00 disparos	0.84	
Manguera de 1"	pza	50.00	6.15	180.00 disparos	1.71	
Valvula de bola de 1/2"	pza	1.00	16.40	35.00 disparos	0.47	
Valvula de bola de 1"	pza	1.00	31.14	35.00 disparos	0.89	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
					12.48	1.43
IMPLEMENTOS						
GlobalxGuardia	Gdia	3.03	5.11		15.47	
					15.47	1.77
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Perforadora Jack Leg	pies	1.00	0.39	192.00 Pies	74.32	
					74.32	8.51
SUB-TOTAL						80.35
GASTOS GENERALES		25.00%			20.09	
UTILIDAD		15%			12.05	
PRECIO UNITARIO / m3						112.49

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.6. Precio Unitario Limpieza de mineral y acarreo CRA

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Costo Limpieza de Mineral y Acarreo							
Labor	Convencional				Relleno Detritico	28.29 m ³ .	
Equipo	Rastrillo		Acarreo/Ciclo	3.60 m ³ .	Esponjado	39.60 m ³ .	
Factor	1 Gdía.		Tiempo Campeo	6.00 Hr.	Ciclo de Acarreo	0.50	
					Nº de Ciclos	11.00	
					Tiempo Relleno Acarreo	5.50 Hr.	
						US\$ /ton	1.43
						S/. /m³ roto	21.07
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m	
PERSONAL							
Perforista	Tarea	1.00	18.06	8.00	144.51		
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.13		
Motorista	Tarea	1.00	13.88	5.50	76.35		
Ayudante Motorista	Tarea	1.00	13.23	5.50	72.76		
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	0.25	8.33		
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	2.00	20.79		
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	2.00	33.62		
Mecanico Equipos Mina	Tarea	1.00	16.76	2.00	33.53		
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41		
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41		
Llantero	Tarea	1.00	14.00	0.50	7.00		
Alimentación					49.76		
						567.62	14.33
HERRAMIENTAS							
Lampa	pza	1.00	14.67	40.00 disparos	0.37		
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19		
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37		
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14		
Barretilla 4'	pza	1.00	4.96	30.00 disparos	0.17		
Barretilla 6'	pza	1.00	4.96	30.00 disparos	0.17		
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51		
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19		
Flexometro	pza	1.00	11.48	60.00 Gdía	0.19		
						4.29	0.11
IMPLEMENTOS							
GlobalGuardia	Gdía	4.72	5.11		24.10		
						24.10	0.61
SUB-TOTAL							15.05
GASTOS GENERALES		25.00%					3.76
UTILIDAD		15%					2.26
PRECIO UNITARIO RELLENO DETRITICO / m³							21.07

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.7. Precio Unitario Chimenea

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Chimenea 1.2x2.4-Stopper . Desmonte/Mineral						
Labor	Convencional	N° taladros	28	N° taladros Vacío	3.00	
		Pies/disparo	101	Longitud taladro	3.61	Pies
Sección (ancho x altura, metros)	1.20	2.40	Volumen Esponjado (m3.)	4.03	Longitud taladro	1.10 Metros
Avance / Disparo	1.00	m	Gravedad específica	2.80	Factor de C.Lineal	10.91 kg/ml
Esponjamiento	40%		Volumen/disparo (m³)	2.88	Toneladas/disparo	8.06 toneladas
					US\$ /m	248.92
					S/. /m	871.21
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Perforista	Tarea	1.00	18.06	8.00	144.51	
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.13	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	1.00	33.34	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	0.53	5.55	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	0.73	12.33	
Mecanico Equipos Mina	Tarea	1.00	16.76	2.20	36.88	
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.73	10.87	
Bodeguero	Tarea	1.00	13.28	1.00	13.28	
Alimentación					39.81	
					402.69	402.69
PERFORACIÓN						
Barra Cónica 4		1.00	0.14	101.05 Pies	14.55	
Broca Descartable 4		1.00	0.17	101.05 Pies	17.05	
Aceite Perforación		1.00	25.11	660.00 Pies	3.84	
					35.44	35.44
EXPLOSIVOS						
Emulsión de 65% 3000 1" x 7"	pza	125	0.45		56.25	
Carmex 2.70 m.	pza	25	1.57		39.25	
Mecha Rápida	m.	20	0.98		19.6	
					115.10	115.10
HERRAMIENTAS						
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 6 libras	pza	1.00	13.81	250.00 disparos	0.06	
Comba de 18 libras	pza	1.00	39.92	250.00 disparos	0.16	
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15	
Tubería de Polietileno de 1"	m	1.10	1.54	1.00 disparos	1.69	
Atacador	pza	4.00	3.80	20.00 disparos	0.76	
Manguera de 1/2"	pza	50.00	3.04	180.00 disparos	0.84	
Manguera de 1"	pza	50.00	6.15	180.00 disparos	1.71	
Valvula de bola de 1/2"	pza	1.00	16.40	35.00 disparos	0.47	
Valvula de bola de 1"	pza	1.00	31.14	35.00 disparos	0.89	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
					10.66	10.66
IMPLEMENTOS						
GlobalGuardia	Gdia	3.78	5.11		19.28	
					19.28	19.28
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Perforadora Jack Leg	pies	1.00	0.39	101.05 Pies	39.12	
					39.12	39.12
SUB-TOTAL						622.29
GASTOS GENERALES		25.00%				155.57
UTILIDAD		15%				93.34
PRECIO UNITARIO / m						871.21

Tabla C.8. Precio Unitario Subnivel 1.2mx2.4m

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Sub Nivel 0.9x2.4-Jack Leg-Winche 40 HP. Desmante/Mineral							
Labor	Convencional	N° taladros	24	N° taladros Vacio	4.00		
		Pies/disparo	118	Longitud taladro	4.92	Pies	
Sección (ancho x altura, metros)	0.90	2.40		Longitud taladro	1.50	Metros	
Avance / Disparo	1.20	m	Gravedad específica	2.80	Factor de C.Lineal	8.96 kg/ml	
			Volumen/disparo (m³)	2.59	Toneladas/disparo	7.26 toneladas	
						US\$ /m	236.81
						S/. /m	828.84
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m	
PERSONAL							
Perforista	Tarea	1.00	18.06	8.00	144.51		
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.13		
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	1.00	33.34		
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	0.53	5.55		
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	0.73	12.33		
Mecanico Equipos Mina	Tarea	1.00	16.76	2.20	36.88		
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.73	10.87		
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41		
Llantero	Tarea	1.00	14.00	0.50	7.00		
Tubero	Tarea	1.00	13.59	1.00	13.59		
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17		
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09		
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34		
Bodeguero	Tarea	1.00	13.28	1.00	13.28		
Alimentación					41.13		
						472.61	393.84
PERFORACIÓN							
Barra Cónica 6		1.00	0.16	118.11 Pies	19.40		
Broca Descartable 6		1.00	0.17	118.11 Pies	20.42		
Aceite Perforación		1.00	25.11	660.00 Pies	4.49		
						44.31	36.92
EXPLOSIVOS							
Emulsión de 65% 3000 1" x 7"	pza	140	0.45		63		
Carmex 2.70 m.	pza	20	1.57		31.4		
Mecha Rápida	m.	20	0.98		19.6		
						114.00	95.00
HERRAMIENTAS							
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73		
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19		
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14		
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19		
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37		
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19		
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13		
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13		
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15		
Atacador	pza	2.00	3.80	20.00 disparos	0.38		
Manguera de 1/2"	pza	50.00	3.04	180.00 disparos	0.84		
Manguera de 1"	pza	50.00	6.15	180.00 disparos	1.71		
Valvula de bola de 1/2"	pza	1.00	16.40	35.00 disparos	0.47		
Valvula de bola de 1"	pza	1.00	31.14	35.00 disparos	0.89		
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37		
Alcayatas	Pza	1.00	6.00	1.00	5.00		
						13.88	11.56
IMPLEMENTOS							
GlobalxGuardia	Gdia	3.90	5.11		19.92		
						19.92	16.60
MAQUINARIA Y EQUIPO							
Perforadora Jack Leg	pies	1.00	0.39	118.11 Pies	45.72		
						45.72	38.10
SUB-TOTAL						592.03	
GASTOS GENERALES 25.00%						148.01	
UTILIDAD 15%						88.80	
PRECIO UNITARIO / m						828.84	

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla C.9. Precio Unitario Crucero 3.0mx3.0m

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Crucero 3.0x3.0-Jack Leg-Scoop 2.0 Yd³. Desmonte/Mineral						
Labor	Semi-Mecanizada	N° taladros	40	N° taladros Vacío	5.00	
		Pies/disparo	197	Longitud taladro	4.92	Pies
Sección (ancho x altura, metros)	3.00	3.00		Longitud taladro	1.50	Metros
Avance / Disparo	1.50 m	Gravedad específica	2.80	Factor de C.Lineal	17.92	kg/ml
		Volumen/disparo (m³)	13.50	Toneladas/disparo	37.80	toneladas
					US\$. /m	533.99
					S/. /m	1,868.97
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disparo	Costo/m
PERSONAL						
Perforista	Tarea	1.00	18.06	8.00	144.51	
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	13.27	8.00	106.13	
Operador de Scoop	Tarea	1.00	18.53	2.50	46.33	
Jefe de Guardia	Tarea	1.00	33.34	0.31	10.49	
Supervisor de Mina	Tarea	1.00	10.40	1.08	11.20	
Electricista Equipos Mina	Tarea	1.00	16.81	2.05	34.52	
Mecanico Equipos Mina	Tarea	1.00	16.76	0.68	11.38	
Chofer Camioneta	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41	
Chofer Canter	Tarea	1.00	14.82	0.50	7.41	
Llantero	Tarea	1.00	14.00	1.00	14.00	
Tubero	Tarea	1.00	13.59	1.00	13.59	
Ayudante de Tubero	Tarea	1.00	13.17	1.00	13.17	
Maestro de Ventilacion	Tarea	1.00	14.09	1.00	14.09	
Ayudante de Ventalacion	Tarea	1.00	13.34	1.00	13.34	
Bodeguero	Tarea	1.00	13.28	1.00	13.28	
Alimentación					39.05	
					499.90	333.27
PERFORACIÓN						
Barra Cónica 6		1.00	0.16	196.85 Pies	32.33	
Broca Descartable 6		1.00	0.17	196.85 Pies	34.03	
Aceite Perforación		1.00	25.11	660.00 Pies	7.49	
					73.85	49.23
EXPLOSIVOS						
Emulsión de 65% 3000 1" x 7"	pza	280	0.45		126	
Carmex 2.70 m.	pza	35	1.57		54.95	
Mecha Rápida	m.	20	0.98		19.6	
					200.55	133.70
HERRAMIENTAS						
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1.00	487.60	120.00 disparos	4.06	
Lampa	pza	2.00	14.67	40.00 disparos	0.73	
Pico	pza	1.00	17.00	90.00 disparos	0.19	
Comba de 12 libras	pza	1.00	34.00	250.00 disparos	0.14	
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	33.40	175.00 disparos	0.19	
Llave Francesa 12"	pza	2.00	32.47	175.00 disparos	0.37	
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	56.65	75.00 disparos	1.51	
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	44.68	75.00 disparos	1.19	
Cucharilla	pza	2.00	5.00	75.00 disparos	0.13	
Punzón para cebo	pza	1.00	10.00	80.00 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1.00	17.18	15.00 disparos	1.15	
Atacador	pza	4.00	3.80	20.00 disparos	0.76	
Manguera de 1/2"	pza	50.00	3.04	180.00 disparos	0.84	
Manguera de 1"	pza	50.00	6.15	180.00 disparos	1.71	
Valvula de bola de 1/2"	pza	1.00	16.40	35.00 disparos	0.47	
Valvula de bola de 1"	pza	1.00	31.14	35.00 disparos	0.89	
Acople para manguera	pza	2.00	6.50	35.00 disparos	0.37	
Tubería de Polietileno 1"	m	1.50	1.53		2.30	
Tubería de Polietileno 4"	m	1.50	17.72		26.58	
Alcayata 1/2" x 50 cm. Dos niveles	Unidad	3.00	6.79		20.37	
					64.08	42.72
IMPLEMENTOS						
GlobalxGuardia	Gdia	3.70	5.11		18.91	
					18.91	12.61
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Perforadora Jack Leg	pies	1.00	0.39	196.85 Pies	76.20	
Scoop 2.0yd3	hora	1.00	232.39	4.60 hora	1,068.98	
					1,145.18	763.45
SUB-TOTAL						1,334.98
GASTOS GENERALES 25.00%						333.75
UTILIDAD 15%						200.25
PRECIO UNITARIO / m						1,868.97

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla D.3. Reporte Enero de Producción Corte y relleno

						PRODUCCION (t) VETAS -ENERO 2018:																																	
Nivel	Cuerpo	Labor	p/np	Prog. Mes	Prog. Día	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	Prog. Fecha	Acum. Fecha	% Fecha	Dif. a la Fecha							
						26	27	28	29	30	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25				
ZONA I VETAS:																																							
ZONA II VETAS:																																							
4250	DUQUE	TJ 001	Prog.	400	16	8	18	26	25	24	25	26	26	-	-	-	-	-	-	24	25	26	26	31	35	28	-	-	-	-	-	-	-	-	400	373	93%	-27	
4200	MARIANA	TJ 003	Prog.	250	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	250	0	0%	-250	
4200	MARIANA	TJ 201	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150	
4200	RITA	TJ 202	Prog.	250	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	250	0	0%	-250	
4200	RITA	TJ 203	Prog.	300	12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	300	0	0%	-300	
4100	REBECA	TJ 004	Prog.	100	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	100	0	0%	-100	
4100	REBECA	TJ 013A	Prog.	300	12	-	-	-	-	-	-	32	26	4	-	-	18	20	11	25	18	15	7	-	-	-	-	-	11	-	-	-	-	-	300	188	63%	-112	
4100	REBECA	TJ 070	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150	
4100	REBECA	TJ 080	Prog.	200	8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	15	-	-	-	-	-	-	29	18	36	-	-	-	-	-	200	99	49%	-101	
4100	REBECA	TJ 090	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150	
4100	REBECA	SN 090	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150	
4100	REBECA	SN 15A SW	Prog.	100	4	11	11	7	7	27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	100	64	64%	-36	
4050	REBECA II	TJ 11	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11	-	-	-	-	-	-	150	11	7%	-139	
4050	REBECA II	TJ 11 A	Prog.	350	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	15	33	28	16	18	15	-	7	-	-	12	41	27	28	22	-	-	-	-	350	262	75%	-88	
4050	REBECA II	TJ 033	Prog.	400	16	28	29	21	19	34	27	18	37	-	-	10	-	12	-	22	-	-	-	-	-	16	13	22	20	-	-	-	-	400	331	83%	-69		
4050	REBECA II	TJ 033	Prog.	200	8	-	11	-	-	-	-	-	7	-	-	-	-	15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	200	33	17%	-167	
4000	ROSITA	TJ 006	Prog.	2,000	80	21	95	23	24	22	-	26	26	22	-	12	20	23	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,000	314	16%	-1,686		
4000	ROSITA	TJ 003	Prog.	3,000	120	36	-	25	33	53	49	28	23	44	-	35	33	32	16	65	49	36	66	56	80	31	45	32	29	32	-	-	-	3,000	928	31%	-2,072		
4000	BETTY	SN 028	Prog.	100	4	15	-	-	-	-	15	-	-	-	-	-	-	-	12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	100	42	42%	-58	
4000	BETTY	GL 365 N		2,500	100	12	-	-	-	21	-	-	-	22	-	24	33	21	16	35	46	33	81	76	100	34	46	41	36	24	-	-	-	2,500	703	28%	-1,797		
3900		TJ365	No Prog.	0	0	-	-	23	21	-	17	44	22	-	26	41	22	37	26	37	48	18	48	-	43	-	-	-	-	-	-	-	-	472					
3850		TJ111	No Prog.	0	0	-	-	22	22	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	44				
Total ZONA II Vetas						132	165	148	152	182	116	147	183	121	0	121	178	147	120	184	211	171	207	206	211	155	175	143	145	145	0	0	0	0	0	11,200	3,964	34%	-7,336

Fuente: Área de Productividad y Costos

Tabla D.4. Reporte Febrero de Producción Corte y relleno

						PRODUCCION (t) VETAS -FEBRERO 2018:																																		
Nivel	Cuerpo	Labor	p/np	Prog. Mes	Prog. Dia	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	Prog. Fecha	Acum. Fecha	% Fecha	Dif. a la Fecha								
						26	27	28	29	30	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25					
ZONA I VETAS:						408																																		
ZONA II VETAS:																																								
4250	DUQUE	TJ 001	Prog.	400	16					5	21	20	18	23	21	26	25	24	25	26	26									25	26	26	31	35	28	400	431	108%	31	
4200	MARIANA	TJ 003	Prog.	250	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	250	0	0%	-250		
4200	MARIANA	TJ 201	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150			
4200	RITA	TJ 202	Prog.	250	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	250	0	0%	-250			
4200	RITA	TJ 203	Prog.	300	12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	300	0	0%	-300			
4100	REBECA	TJ 004	Prog.	100	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	100	0	0%	-100				
4100	REBECA	TJ 013A	Prog.	300	12	-	-	-	-	-	32	26	4				21	20	20	18	15	18												300	174	58%	-126			
4100	REBECA	TJ 070	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150				
4100	REBECA	TJ 080	Prog.	200	8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	29	18	36				200	99	49%	-101				
4100	REBECA	TJ 090	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150				
4100	REBECA	SN 090	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	0	0%	-150				
4100	REBECA	SN 15A SW	Prog.	100	4	11	11	7	7	27																							100	64	64%	-36				
4050	REBECA II	TJ 11	Prog.	150	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11				150	11	7%	-139					
4050	REBECA II	TJ 11 A	Prog.	350	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	28	15	18	15	-	22												350	190	54%	-160				
4050	REBECA II	TJ 033	Prog.	400	16	28	29	21	19	34	27	18	37		10												16	13	22	20			400	331	83%	-69				
4050	REBECA II	TJ 033	Prog.	200	8	-	11						7					15															200	33	17%	-167				
4000	ROSITA	TJ 006	Prog.	2,000	80	21	95	23	24	22		26	26	22	23	12	20																2,000	314	16%	-1,686				
4000	ROSITA	TJ 003	Prog.	3,000	120	36		25	33	53	49	28	23	40		33	32	16	45	49	35	66	55	80	31	44	32	28	32	35		3,000	901	30%	-2,099					
4000	BETTY	SN 028	Prog.	100	4	15					15							12															100	42	42%	-58				
4000	BETTY	GL 365 N		2,500	100	12				21				22		24		21	20	35	46	36	81	76	80	34	46	41	35	25	33	2,500	690	28%	-1,810					
3900		TJ365	No Prog.		0	-	-	23	21			17	44	22		26	45	22	35	26	37	44	18	48	35	43						44	506							
3850		TJ111	No Prog.		0	-	-	22	22																								44	44						
Total ZONA II Vetas						124	147	122	127	163	112	141	175	140	44	98	144	148	155	183	209	148	188	179	195	108	106	117	142	160	117	45	31	35	28	11,200	3,829	34%	-7,371	

Fuente: Área de Productividad y Costos

Apéndice E: Fotos

Figura E.1. Perforación de taladros largos con equipo Simba S7

Fuente: Área de Planeamiento



Figura E.2. Veta angosta y tajeo en producción

Fuente: Área de Planeamiento

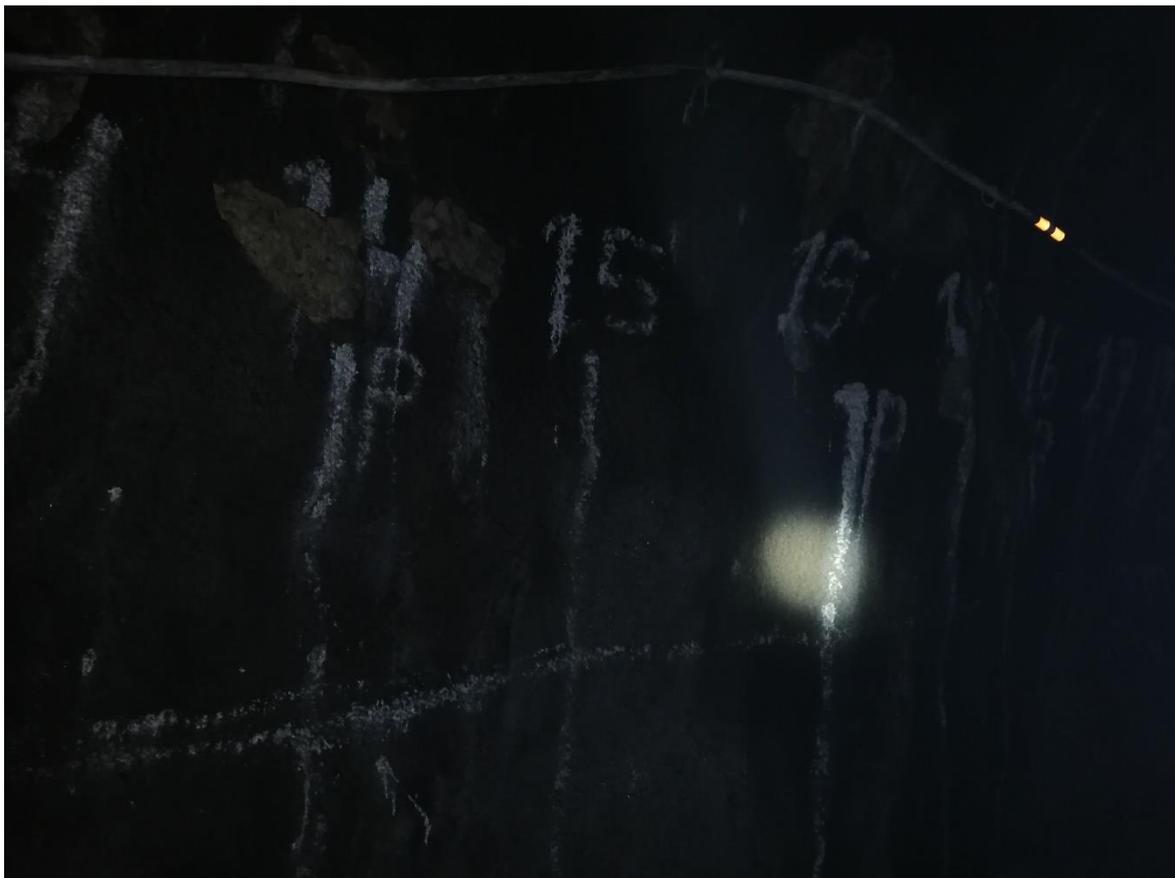


Figura E.3. Secciones pintadas en los hastiales para la perforación con Simba

Fuente: Área de Planeamiento



Figura E.4. Secciones en la corona para la perforación con equipo Simba

Fuente: Área de Planeamiento



Figura E.5. Cara libre para voladura de taladros negativos perforada

Fuente: Área de Planeamiento



Figura E.6. Tajeo vacío después de la explotación

Fuente: Área de Planeamiento



Figura E.7. Anfocar, equipo para el carguío de taladros largos

Fuente: Área de Planeamiento

Apendice F



Ley N° 30035
Respositorio Nacional Digital



**UNIVERSIDAD
NACIONAL DE
INGENIERIA**

**FORMULARIO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN
ELECTRÓNICA EN EL PORTAL DEL REPOSITORIO
INSTITUCIONAL DE LA UNI**

1. DATOS PERSONALES

Apellidos y nombres: HINOSTROZA RÍOS WILLIAMS ELIO

D.N.I: 09964669

Teléfono casa: 01-773 0045

celular: 931 996 490

Correos electrónicos: william.hinostroza@gmail.com

2. DATOS ACADÉMICOS

Grado académico: Bachiller

Mención: Ingeniería de Minas

3. DATOS DE LA TESIS

Título:

“Influencia de la Aplicación del Método de Explotación Sublevel Stopping en la Rentabilidad del Minado de Vetas Angostas en la Unidad Minera XYZ”

Año de publicación: 2021

A través del presente, no autorizo a la Biblioteca Central de la Universidad Nacional de Ingeniería, la publicación electrónica a texto completo en el Repositorio Institucional, el citado título.

Firma:

A handwritten signature in blue ink, appearing to be "William Hinostrza", written over a horizontal line.

Fecha de recepción: 19/04/2021

Apéndice G: Curriculum Vitae

WILLIAMS ELIO HINOSTROZA RÍOS, MBA

Lima, Perú

(+511) 7730045, (+511) 931996490 | william.hinostroza@gmail.com



RESUMEN PROFESIONAL

Más de 15 años de experiencia en minería subterránea especialmente en planeamiento de mina, costos, presupuestos, valorizaciones, proyectos mineros, productividad, geomecánica, ventilación y voladura controlada. Capacidad para la gestión de minas con una producción de 1800000 toneladas de mineral por año. El subnivel stoping, corte y relleno y sus variantes son los principales métodos que domino. Tengo capacitación en la administración de negocios y finanzas. Tengo capacidad para trabajar en entornos que incluyen el uso de softwares como MineSight, AutoCAD, Ms Excel, Ms Word, Ms Power Point, Ms Project y Primavera. Estoy listo para avanzar al siguiente nivel en mi carrera y tomar un rol de Jefatura o Superintendencia.

EDUCACIÓN

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ. ESCUELA DE NEGOCIOS PARA GRADUADOS CENTRUM LIMA, PERÚ <i>Master Business Administration</i>	SET. 2017– MAR. 2020
• Candidato a MBA	
EADA BUSINESS SCHOOL BARCELONA <i>Master Internacional en Liderazgo</i>	BARCELONA, ESPAÑA MAR.2018–MAR. 2019
• Tercio Superior	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA <i>Maestría en Gestión Minera</i>	LIMA, PERÚ SET. 2008– MAR. 2010
• Candidato a Master	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA <i>Ingeniería de Minas</i>	LIMA, PERÚ JUL. 1999– AGO. 2005
• Bachiller en Ingeniería de Minas	

EDUCATION ADICIONAL

SIITMIN <i>Planeamiento de Minado</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2016
ATLAS COPCO <i>Seminario de taladros Largos</i>	LIMA, PERÚ SET. 2016
SME CHAPTER PUCP <i>Seminario de Datamine</i>	LIMA, PERÚ SET. 2010

EXPERIENCIA PROFESIONAL

ASESORES Y CONSULTORES MINEROS S. A. <i>Consultor Minero</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2017– NOV. 2021
• Diseñé Pits, depósitos de relaves, botaderos de desmonte y carreteras.	
• Elaboré planes de minado.	
COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA. GMI <i>Ingeniero de Planeamiento y Costos (Asistente de Superintendente (e))</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2012– OCT. 2020
• Gestioné el departamento de Planeamiento que incluía las áreas de productividad, costos, geomecánica, ventilación y topografía. El equipo lo conformaron 30 personas.	
• Utilicé el modelo geológico y data de planeamiento mina (ratios, reservas de mineral, calidad de la roca y data hidrológica) para diseñar el plan de mina en 3D.	

- Elaboré las valorizaciones mensuales para la Empresa Especializada y el control de valorización en Compañía.
- Realicé los principales proyectos mina, estos incluyen los proyectos de infraestructura como son la rampa principal, túneles, piques, chimeneas y raise boring.
- Realicé los principales cambios de método de minado y variantes al corte y relleno ascendente y sublevel stoping
- Evalué condiciones de trabajo de equipos en las operaciones consiguiendo reducir los costos y mejorar la productividad. De similar manera con la mano de obra materiales e insumos.
- Desarrollé planes de mina y presupuesto para el corto y largo plazo mediante el uso de software.
- Preparé estándares de trabajo, procedimientos, whitepapers, presentaciones para conferencias, artículos de revistas, etc.
- Conduje mensualmente la reunión de planeamiento con la participación del área de mina y las diferentes áreas de apoyo para discutir el programa y su cumplimiento.

INMICEN S.R.L**HUANCAVELICA, PERÚ***Ingeniero jefe de zona*

ENE. 2012– JUL. 2012

- Planeé, organicé and dirigí la guardia en mina para el cumplimiento de los objetivos de avance lineal y volumen de producción programados.
- Cumplí satisfactoriamente con la Gestión del Sistema Integrado.
- Cero accidentes

JBC CONTRATISTAS S.R.L**AREQUIPA, PERÚ***Ingeniero jefe de guardia*

JUL. 2011– DIC. 2011

- Planeé, organicé and dirigí la guardia en mina para el cumplimiento de los objetivos de avance lineal y volumen de producción programados.
- Cumplí satisfactoriamente con la Gestión del Sistema Integrado.
- Cero accidentes

CONSORCIO MINERO HORIZONTE**LA LIBERTAD, PERÚ***Ingeniero jefe de guardia*

ENE. 2010– DIC. 2010

- Desarrollé un eficiente sistema de transporte de mineral mejorando su eficiencia en 15%
- Planeé, organicé y dirigí las operaciones de la guardia para el cumplimiento de los objetivos.

SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.**LIMA, PERÚ***Ingeniero de Planeamiento y costos*

AGO. 2007–ENERO. 2010

- Preparé proyectos los cuales incluyeron los métodos de explotación corte y relleno ascendente y sublevel caving.
- Diseñé los proyectos de infraestructura en mina como la rampa principal y pique
- Realicé la valorización mensual de los trabajos realizados por las contratas y actualización de Precios Unitarios
- Asistí a la superintendencia y gerencia para realizar los planes de producción.
- Identifiqué oportunidades de mejora y su consiguiente reducción de costos.
- Preparé hojas de cálculo con análisis de costo, flujo de caja y evaluación de proyectos.

COMPAÑIA MINERA CASAPALCA. MIRCASEC**LIMA, PERÚ***Asistente Técnico*

AGO. 2006–JUL. 2007

- Elaboré proyectos mineros de corto plazo como rampas, cruceros, chimeneas.
- Elaboré programas de producción, avances, perforación de taladros largos, rotura y relleno.
- Realicé el diseño de mallas de perforación, secuencia de minado, etc.
- Apoyé en la conducción de la reuniones semanales y mensuales de planeamiento.

IDIOMAS**Inglés** (Intermedio); **Portugués** (Avanzado); **Español** (Nativo);**INFORMATICA**

- Autocad , MineSight , Gems , Deswik y Datamine

• WILLIAMS ELIO HINOSTROZA RIOS, MBA

Lima, Perú

(+511) 5356454, (+511) 931996490 | william.hinostroza@gmail.com



PROFESSIONAL SUMMARY

Over 15 years of experience on underground mining and strong background in mine planning, scheduling, budgeting, mine projects improving productivity, rock fragmentation and cycle times in the mine, supervision and people management for a mine production of 1800000 tons per year. As well as strong leadership, financial and business management skills. Qualifications include MineSight, AutoCAD, MS Office. I am ready to go to the next level in my career and take on a senior leadership role.

EDUCATION

CENTRUM GRADUATE BUSINESS SCHOOL PONTIFICAL CATHOLIC UNIVERSITY OF PERU <i>Master Business Administration</i>	LIMA, PERU SET. 2017– MAR. 2020
<ul style="list-style-type: none"> • MBA Graduate 	
EADA BUSINESS SCHOOL BARCELONA <i>International Master in Leadership</i>	BARCELONA, ESPAÑA MAR.2018–MAR. 2019
<ul style="list-style-type: none"> • Top third 	
NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING <i>Master in Mining Management</i>	LIMA, PERU SET. 2008– MAR. 2010
<ul style="list-style-type: none"> • Master Graduate 	
NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING <i>Mining engineering</i>	LIMA, PERU JUL. 1999– AGO. 2005
<ul style="list-style-type: none"> • Bachelor of Mining Engineering 	

ADDITIONAL EDUCATION

SIITMIN <i>Mining Planning</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2016
ATLAS COPCO <i>Long drill Seminar</i>	LIMA, PERÚ SET. 2016
SME CHAPTER PUCP <i>Datamine Seminar</i>	LIMA, PERÚ SET. 2016

PROFESSIONAL EXPERIENCE

MINING ADVISOR AND CONSULTANT ACOMISA <i>Mining Consultant</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2017– Nov. 2021
<ul style="list-style-type: none"> • I Designed open pit, tailing deposits, waste rock dumps and roads. • I created mining plans and projects. 	
CASAPALCA MINING COMPANY <i>Planning and Cost Engineer. Assistant Superintendent (i)</i>	LIMA, PERÚ AGO. 2012–SET. 2020
<ul style="list-style-type: none"> • Managed a team of 30, including 2 planning engineers, 2 geotechnical engineers, 2 productivity engineer and 5 surveyor & 10 surveyor assistants. • Utilized geologic models and mine planning data (ratios, ore reserves, quality of stone, hydrology data) to design 3-D mine plans, including mine configuration, ramp design and improve mining methods. Conventional Cut and Fill changed to Mechanized Cut and Fill, Mechanized Cut and Fill to Sublevel stoping 	

- Assisted with site assessments geared toward lowering operating costs 9%, improving efficiency 25%
- Developed detailed mine plans/schedules through the use of mine planning software and general underground mine planning/engineering principals.
- Prepared industry standards, procedures, whitepapers, conference presentations, magazines articles, university lectures, etc.
- Conducted monthly mine planning updates with operations.

INMICEN. JCB**HUANCAVELICA, PERU***Production Mine Engineer*

JAN. 2012– JUL. 2012

- Planned, organized and directed the operations of the shift for the accomplishment of the advances and production program and with zero accidents
- Compliance with the integrated management system

INMICEN. JCB**AREQUIPA, PERÚ***Production Mine Engineer*

JUL. 2011– DEC. 2011

- I planned, organized and directed shift operations for the completion of linear excavations and scheduled mineral production.
- Compliance of the integrated management system with zero accidents.

CONSORCIO MINERO HORIZONTE**LA LIBERTAD, PERÚ***Production Mine Engineer*

JAN. 2010– DEC. 2010

- Developed a more efficient material transport system improving efficiency 15%
- Planned, organized and directed the operations of the shift for the accomplishment of the advances and production program

SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.**LIMA, PERÚ***Planning, Productivity and Cost Engineer*

AGO. 2007– JAN. 2010

- Prepared mine projects including both sublevel caving and cut and fill methods.
- Designed haul roads and access ramps using MineSight and AutoCAD.
- Assisted the manager to realize production plans and ensure troubleshooting when required
- Identified cost reduction opportunities after reviewing the incumbent suppliers operational process.
- Prepared spreadsheets and a wide variety of routine unit cost analysis, cash flow, and other cost related evaluations

CASAPALCA MINING COMPANY. MIRCASEC**LIMA, PERÚ***Technical Assistant*

AUG. 2006–JUL. 2007

- Gave them support productivity improvements and developed engineering solutions for production bottlenecks and problems, actively working with Process Engineers.
- Prepared technical reports, maps, and presentations.

LANGUAGES**English** (Intermediate); **Portuguese** (Advanced); **Spanish** (Native)**INFORMATICA**

- MineSight (Intermediate)
- Datamine (Intermediate)
- AutoCAD (Advanced)
- Deswik (Basic)
- Office (Intermediate)