

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



**TESIS**

**“MEJORA DEL BENEFICIO ECONÓMICO INCREMENTANDO  
EL ÁNGULO INTERRAMPA Y APLICANDO VOLADURA  
CONTROLADA DE ROCAS EN UNA MINA A TAJO ABIERTO”**

**PARA OBTENER EL GRADO ACADÉMICO DE MAESTRO EN  
GESTIÓN MINERA**

**ELABORADO POR:  
MARVIN LUCIANO CHAUCA PLEJO**

**ASESOR:  
M.Sc. Ing. SANDRO GERMAN GUARNIZ ANTICONA**

**LIMA - PERÚ  
2021**

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo a mi esposa Roxana  
Yesenia por su infinita paciencia, apoyo y amor

A mis hijos Mathias y Alexander que son  
la razón de mi existir.

A mi madre María Antonia por su  
esfuerzo en mi formación personal y profesional

A mis suegros Mercedes y Mateo por su  
apoyo y consejos.

A mi padre Luciano que me guía desde el  
cielo

A mis hermanas Magaly, Beatriz y mi  
sobrino Adrián que están siempre cuando los  
necesito.

Y al heavy metal que me acompaña en  
mis días desde hace ya más de 29 años.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradecimiento a la Plana de Docentes de la Sección de Post grado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería por los conocimientos impartidos.

## Contenido

DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTO .....	iii
INDICE DE TABLAS .....	ix
INDICE DE FIGURAS.....	xiv
ABREVIATURAS .....	xvii
RESUMEN.....	xix
ABSTRACT .....	xx
INTRODUCCIÓN .....	21
CAPITULO I: GENERALIDADES .....	22
1.1. Antecedentes bibliográficos .....	22
1.2. Descripción de la realidad problemática .....	23
1.3. Formulación del problema.....	23
1.4. Justificación e importancia de la investigación .....	23
1.4.1. Justificación práctica .....	23
1.4.2. Justificación económica .....	24
1.5. Objetivos .....	24
1.5.1. Objetivo General .....	24
1.5.2. Objetivos específicos .....	24
1.6. Hipótesis .....	24
1.6.1. Hipótesis General .....	24

1.6.2. Hipótesis específicas .....	25
1.7. Variables e indicadores .....	25
1.7.1. Variable dependiente.....	25
1.7.2. Variables independientes .....	25
1.8. Periodo de análisis.....	25
CAPITULO II: MARCO TEORICO .....	26
2.1. Bases teóricas .....	26
2.1.1. Principales componentes de un talud en minería superficial .....	26
2.1.2. ¿Cómo se expresa la estabilidad de un talud en minería superficial? .....	28
2.1.3. Análisis de equilibrio límite .....	28
2.1.4. Criterio de falla generalizado de Hoek-Brown .....	30
2.1.5. Criterios de aceptabilidad del Factor de seguridad .....	34
2.1.6. Método de elementos finitos (FEM) .....	34
2.1.7. Falla potencial en taludes .....	35
2.1.8. Métodos de equilibrio límite .....	37
2.1.9. Voladura controlada de rocas.....	41
2.1.10. Modelo de daño en talud.....	43
2.1.11. Performance del BFA.....	47
2.1.12. Valor de dinero en el tiempo.....	48
2.1.13. Beneficio – Costo (B/C).....	50
CAPITULO III: METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	51

3.1. Metodología de la investigación.....	51
3.1.1. Tipo de investigación .....	51
3.1.2. Diseño de la investigación .....	51
3.1.3. Nivel de la investigación.....	51
3.1.4. Fuentes de recolección de datos.....	51
3.1.5. Secuencia de la investigación.....	52
3.2. Desarrollo del trabajo de tesis .....	52
3.2.1. Criterio de diseño de taludes .....	52
3.2.2. Desempeño histórico de taludes en la mina ABC.....	53
3.2.3. Cut off grade y tipos de mineral en la mina ABC.....	53
3.2.4. Análisis comparativo del diseño conservador versus la propuesta de diseño con IRA incrementado.....	55
<b>CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>57</b>
4.1. Resultados obtenidos antes de la puesta en marcha del proyecto de IRA incrementado.....	57
4.1.1. Diseño conservador de minado .....	57
4.1.2. Propuesta de diseño con IRA incrementado .....	65
4.2. Resultados obtenidos después de la puesta en marcha del proyecto de IRA incrementado.....	75
4.2.1. Resultados en Factor de seguridad (FS).....	75
4.2.2. Resultados en Voladura de rocas .....	79
4.2.3. Resultados económicos finales .....	83

4.3. Resultados económicos hipotéticos del diseño conservador en base al tonelaje minado en el sector oeste de la mina ABC durante el 2019.....	88
4.4. Potencial no minado del sector oeste de la mina ABC.....	92
4.5. Contrastación de Hipótesis.....	97
4.5.1. Contrastación con Hipótesis General.....	97
4.5.2. Contrastación con Hipótesis específicas.....	98
Conclusiones y recomendaciones.....	100
Conclusiones.....	100
Recomendaciones.....	101
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	102
ANEXOS.....	105
ANEXOS N°1: MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	106
ANEXOS N°2.....	107
ANEXO N°2.1.....	107
ANEXO N°2.2.....	107
ANEXO N°2.3.....	113
ANEXO N°2.4.....	114
ANEXO N°2.5.....	115
ANEXO N°2.6.....	117
ANEXO N°2.7.....	118
ANEXO N° 3: OTROS.....	120
ANEXO N° 4 CURRICULUM VITAE EN ESPAÑOL.....	121

CURRICULUM VITAE EN INGLES ..... 125



## INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 : Guía para estimar la disturbación “D” producto de la voladura de rocas y relajación de esfuerzos. ....	31
Tabla 2.2: Índice de resistencia geológico (GSI). ....	33
Tabla 2.3: Típicos valores de aceptación de FS.....	34
Tabla 3.1: Criterio de diseño conservador .....	53
Tabla 3.2: COG a finales del 2018.....	54
Tabla 3.3: Tipos de mineral lixiviable en la mina ABC. ....	55
Tabla 4.1: BFA e IRA considerados en el diseño conservador en el sector oeste de la mina ABC. ....	57
Tabla 4.2: Parámetros por tipo de material según el criterio de generalizado de falla de Hoek & Brown en el sector oeste de la mina ABC.....	59
Tabla 4.3: Supuestos del diseño conservador .....	61
Tabla 4.4: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño conservador.....	62
Tabla 4.5: Estado de pérdidas y ganancias del diseño conservador.....	63
Tabla 4.6: Flujo de caja económico del diseño conservador en miles de dólares.....	64
Tabla 4.7: Supuestos del diseño con IRA incrementado.....	68
Tabla 4.8: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño con IRA incrementado....	69
Tabla 4.9: Estado de pérdidas y ganancias del diseño con IRA incrementado.....	70
Tabla 4.10: Flujo de caja económico del diseño con IRA incrementado en miles de dólares. ....	71
Tabla 4.11: Parámetros de perforación para el banco superior del sector oeste de la mina ABC. ....	73

Tabla 4.12: Parámetros de voladura para el banco inferior del sector oeste de la mina ABC. ....	73
Tabla 4.13: Parámetros de perforación para el banco superior del sector oeste de la mina ABC. ....	74
Tabla 4.14: Parámetros de voladura para el banco inferior del sector oeste de la mina ABC. ....	74
Tabla 4.15: Resultados estadísticos del BFA a banco simple con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	81
Tabla 4.16: Resultados estadísticos del BFA a banco doble con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	82
Tabla 4.17: Supuestos del diseño con IRA incrementado con precios reales de Au y Ag.....	84
Tabla 4.18: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado .....	85
Tabla 4.19: Estado de pérdidas y ganancias de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado .....	86
Tabla 4.20: Flujo de caja económico de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en miles de dólares. ....	87
Tabla 4.21: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño conservador con tonelaje minado el 2019.....	89
Tabla 4.22: Estado de pérdidas y ganancias del diseño conservador con tonelaje minado el 2019.....	90

Tabla 4.23: Flujo de caja económico del diseño conservador con tonelaje minado el 2019 en miles de dólares. ....	91
Tabla 4.24: Supuestos del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro. .	93
Tabla 4.25: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro.....	94
Tabla 4.26: Estado de pérdidas y ganancias del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro.....	95
Tabla 4.27: Flujo de caja económico del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro en miles de dólares. ....	96
Tabla 4.28: Resultados comparativos antes de la puesta en marcha del diseño conservador versus el diseño con IRA incrementado. ....	97
Tabla 4.29: Resultados comparativos después de la puesta en marcha del diseño conservador versus el diseño con IRA incrementado. ....	97
Tabla 4.30: Resultados económicos del potencial dejado del diseño con IRA incrementado .....	97
Tabla 4.31: Contraste de IRA antes y después de la puesta en marcha del proyecto	98
Tabla 4.32: Resultados de factor de seguridad estáticos en la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado .....	98
Tabla 4.33: Factor de seguridad estático, SR del diseño conservador versus diseño con IRA incrementado antes de la puesta en marcha .....	99
Tabla 4.34: BFA antes y después de la puesta en marcha del proyecto.....	99
Tabla I: Criterios de daño en función de la velocidad pico partícula (VPP).....	110
Tabla II: Propiedades elásticas de la roca intacta, densidad, velocidad de propagación de la onda P y VPPc del sector oeste de la mina ABC .....	111

Tabla III: Criterios de daño del sector oeste de la mina ABC. ....	111
Tabla IV: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC. ....	113
Tabla V: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC. ....	113
Tabla VI: Tonelaje de mineral, desmonte y SR del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC.....	113
Tabla VII: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC:.....	114
Tabla VIII: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC .....	114
Tabla IX: Tonelaje de mineral, desmonte y SR del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC	114
Tabla X: Configuración de Cargas y registros de Velocidad Pico de Partícula (VPP) .....	116
Tabla XI: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC .....	117
Tabla XII: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	117

Tabla XIII: Tonelaje de mineral, desmonte y SR de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	118
Tabla XIV: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC. ....	118
Tabla XV: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	118
Tabla XVI: Tonelaje de mineral, desmonte y stripping ratio de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	119

## INDICE DE FIGURAS

Figura. 2.1: Componentes geométricos de un talud en minería superficial .....	27
Figura. 2.2 : Descomposición de la fuerza (W) en componentes paralelo y perpendicular al plano de deslizamiento con inclinación ( $\psi$ ),.....	29
Figura. 2.3 : Deslizamiento y rotación de bloques.....	35
Figura. 2.4 :Traslaciones potenciales de bloques en dos dimensiones sobre una y dos discontinuidades .....	36
Figura. 2.5: : Macizo rocoso con dos o más familias de discontinuidades formando un sistema de bloques rodeado por planos de deslizamiento externo e interno.....	36
Figura. 2.6: Deslizamiento de bloques de roca sobre una superficie poligonal.....	37
Figura. 2.7: :Método de slices de Janbu .....	38
Figura. 2.8: Fuerzas representativas sobre un slice.....	38
Figura. 2.9: : Daño en talud de diseño por efecto de voladura de rocas .....	41
Figura. 2.10: Ejemplo de diseño de voladura de pre-corte .....	42
Figura. 2.11: Diagrama de los parámetros de Holmberg-Persson para la atenuación de la VPP .....	44
Figura. 2.12: Diagrama de instrumentación para monitoreo de campo cercano.....	45
Figura. 2.13: Ejemplo de función lineal hallada a través del monitoreo de campo cercano realizado en una mina .....	46
Figura. 2.14: Sección transversal de un banco y sus parámetros .....	47
Figura. 3.1: Sección 1 y 2 del sector oeste de la mina ABC .....	56
Figura. 4.1: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 y diseño conservador en la sección 1 .....	58
Figura. 4.2: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 y diseño conservador en la sección 2.....	58

Figura. 4.3: FS del diseño conservador en la sección 1 .....	59
Figura. 4.4: FS del diseño conservador en la sección 2 .....	60
Figura. 4.5: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018, diseño conservador y diseño con IRA incrementado en la sección 1, utilizando el software MineSight ® versión 8.10.....	65
Figura. 4.6: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 diseño conservador y diseño con IRA incrementado en la sección 2, utilizando el software MineSight ® versión 8.10.....	66
Figura. 4.7: FS del diseño con IRA incrementado en la sección 1 utilizando el software Slide versión 6.0.....	66
Figura. 4.8: FS del diseño con IRA incrementado en la sección 2, utilizando el software Slide versión 6.0.....	67
Figura. 4.9: Diseño con IRA incrementado seguido por Planeamiento a Corto Plazo, .....	75
Figura. 4.10: Secciones representativas en el diseño seguido con IRA incrementado, utilizando el software MineSight ® versión 8.10 .....	76
Figura. 4.11: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección A,.....	77
Figura. 4.12: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección B,.....	77
Figura. 4.13: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección C,.....	78
Figura. 4.14: IRA real vs de diseño en la sección A, utilizando el software MineSight ® versión 8.10.....	79

Figura. 4.15: IRA real vs de diseño en la sección B, utilizando el software MineSight ® versión 8.10 .....	80
Figura. 4.16: IRA real vs de diseño en la sección C, utilizando el software MineSight ® versión 8.10 .....	80
Figura. 4.17: Distribución estadística del BFA a banco simple, con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	81
Figura. 4.18: Distribución estadística del BFA a banco doble, con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.....	82
Figura. I: Regresión del Modelo de Holmberg & Pearson para el sector oeste de la mina ABC .....	107
Figura. II: Registro de Voladura Proyecto 10-4060-255 .....	108
Figura. III: Onda Elemental Interpolada .....	108
Figura. IV: Amplificación de Vibraciones en Función del Retardo .....	109
Figura. V: Selección del Intervalo de Tiempos (Eje Long. -Eje Trans. -Eje Vert.)	109
Figura VI: Halos de daño sector oeste banco superior.....	112
Figura VII: Halos de daño sector oeste banco inferior. ....	112
Figura VIII: Distribución de los Taladros de Prueba y Geófonos Triaxiales .....	115



## ABREVIATURAS

Término	Abreviación
\$	Dólares americanos
\$/oz rec	Dólares por onza troy recuperable
\$/t	Dólares por tonelada
'000 \$	Miles de dólares americanos
°	Grados sexagesimales
Ag	Plata
AND-SW	Unidad geotécnica en andesitas en la en la mina ABC
Au	Oro
B/C	Relación beneficio-costo
BFA	Ángulo de cara del talud
COG	<i>Cut off grade</i>
CM	Costo de minado
CP	Costo de procesamiento
CT	Costo de transporte de mineral a la pila de lixiviación
Cu	Cobre
EBFA	Ángulo de cara de talud efectivo
FS	Factor de seguridad
G&A	Gastos generales y administrativos
g/t	Gramos por tonelada
GPa	Giga pascales
GSI	Índice de resistencia geológico
IRA	Ángulo interrampa del talud
KCW-L	Unidad geotécnica en arenisca en la mina ABC
Kg/m	Kilogramos por metro
Kg/m <sup>3</sup>	Kilogramos por metro cúbico
kt	Cien mil toneladas

M\$	Millones de dólares
m/s	Metros por segundo
M1	Mineral oxidado limpio por encima de 0.5 g/t Au
M1_LG	Mineral oxidado limpio por encima del <i>COG</i> pero debajo de 0.5 g/t Au
M1A	Mineral oxidado con un poco de sulfuro
M2AL	Mineral oxidado con ligeras trazas de carbón
M3	Mineral oxidado con sulfuro
mm/s	milímetros por segundo
MPa	Mega pascales
ms	milisegundos
oz	Onza troy
Pa	Pascales
PoF	Probabilidad de falla
ppm	Partículas por millón
pulg.	Pulgadas
S <sup>2-</sup>	Contenido de sulfuro
<i>Slice</i>	División del cuerpo deslizante en porciones para simplificar el cálculo del factor de seguridad
<i>SR</i>	<i>Stripping ratio</i>
TCM	Contenido de carbón
TIR	Tasa interna de retorno
UAI	Utilidad antes de impuestos
UCS	Fuerza de compresión uniaxial
VOL-W	Unidad geotécnica en rocas volcánicas en la mina ABC.
VPN	Valor presente neto.
VPP	Velocidad pico partícula

## RESUMEN

La literatura ha venido demostrando que el incremento del ángulo interrampa/global en taludes finales en minas a tajo abierto genera una disminución del *stripping ratio* lo cual se traduce en mayor aporte de mineral y un posible incremento en la vida de la mina en su etapa final.

Esta técnica de empinamiento de taludes se aplicó en la mina ABC durante el año 2019, se trabajó con datos entre los meses de enero a agosto siendo estas principalmente: topografías reales a cierre de mes, polígonos de mineral y desmonte de la mina ABC.

Las topografías se procesaron en los softwares SLIDE 6.0 para hallar el factor de seguridad del talud. Para el cálculo de tonelajes de mineral y desmonte en las diferentes alternativas se utilizó el software Q'pit, para la realización de secciones y ploteo se utilizó el software MineSight ® versión 8.10 para el cálculo del beneficio económico se realizaron análisis comparativos de VPN, TIR y B/C.

Se finalizó el proyecto sin ningún problema de estabilidad en el talud, donde el factor de seguridad estático en el sector con mayor empinamiento esta sobre 2.33, y luego de la aplicación de voladura controlada de rocas se aumentó el beneficio económico en 1.3 millones de dólares medidos a través del VPN, se incrementó el TIR en 9% y el B/C en 49%.

## ABSTRACT

The literature has come to demonstrate that the increase of the inter-ramp / global angle in final slopes in open pit mines generates a decrease in the stripping ratio which translates into a greater contribution of ore and a possible increase in the life of the mine in its final stage.

This slope steepness technique was applied in the ABC mine during the year 2019, it was specified with data between the months of January to August, these being mainly: real topographies at the end of the month, ore polygons and dismantling of the ABC mine.

Topographies are processed in SLIDE 6.0 software to find the slope safety factor. For the calculation of mineral tones and disassemble in the different alternatives, select the Q'pit software, for the realization of sections and plotting, select the software MineSight ® 8.10 for the calculation of the economic benefit in the comparative analysis of VPN, IRR and B / C.

The project was completed without any stability problem on the slope, where the static safety factor in the sector with the highest steepness is above 2.33, and after the application of controlled rock blasting, the economic benefit was increased by 1.3 million dollars measured Through the VPN, the IRR increased by 9% and the B / C by 49%.

## INTRODUCCIÓN

El incremento del ángulo interrampa/global en taludes finales de minería superficial ha tomado bastante relevancia en los últimos años en varias minas a tajo abierto, debido a que para recuperar la mayor cantidad de bloques de mineral o disminuir el desmonte a minar se puede optar empinar los taludes con el objetivo de mejorar el beneficio económico dentro de las envolventes económicas de minado, todo esto sin afectar la seguridad de personas, equipos o medio ambiente.

La operación minera *Letšeng Diamonds (Pty) Ltd* en Lesoto utilizó el empinamiento de taludes, obteniendo una mejora en 14% VPN en sus planes de minado, disminución en su *SR* debido al mayor aporte de mineral a planta y una extensión de vida de la mina en tres años(Madowe, 2016).

Por otro lado el caso de la mina *Chingola Open Pit* en China utilizó el empinamiento de taludes para reducir el *SR* (Boniface, 2013).

Otro caso es de la operación *Fimiston Pit* en Australia utilizó el empinamiento de taludes en su pared oeste adicionando 630,000 onzas de oro a sus reservas y aumentando un año de vida a la mina(Bungard, Gleeson, & Basson, 2016)

Una vez logrado el ejercicio de incrementar el ángulo interrampa es necesario ver los cambios efectuados por el mismo en términos de flujo de caja (Miranda, 2015).

La mina ABC es una operación a tajo abierto en la cual se extrae el oro por medio de pilas de lixiviación, los niveles de producción habían decaído por el agotamiento de reservas, por ello se evaluó la posibilidad de empinar los taludes en el sector oeste con el objetivo de incrementar el beneficio económico de ese sector.

# **CAPITULO I:**

## **GENERALIDADES**

### **1.1. Antecedentes bibliográficos**

**Tesis en maestría:** Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicas(Parra Reti, 2015).

UNIVERSIDAD DE CHILE

**Objetivo:** Determinar el impacto de variar el factor de seguridad de un tajo sobre la envolvente económica final, plan de producción y diseño de fases de minado.

**Conclusiones:**

El criterio más apropiado para hallar la resistencia de un macizo rocoso perturbado en minería superficial es el de Hoek-Brown.

El *SR* incrementa a medida que usemos un factor de seguridad aceptable mayor.

El beneficio económico disminuye a medida que optemos por un factor de seguridad aceptable mayor.

**Tesis:** Factibilidad de aumentar ángulos de talud globales en minas a cielo abierto(Miranda, 2015).

UNIVERSIDAD DE CHILE

**Objetivo:** Realizar una evaluación técnica-económica del aumento de ángulo en taludes globales en minas a cielo abierto.

**Conclusiones:**

La factibilidad de aumentar ángulos globales a través de control de daños en paredes por voladura queda comprobada.

Al aumentar los ángulos globales disminuye el *SR* con lo cual el desmonte tiene a ser menor.

## **1.2. Descripción de la realidad problemática**

La mina ABC es una típica operación a tajo abierto ubicada al norte del país se está llegando al término de vida del yacimiento por agotamiento de reservas, por lo cual se evalúa incrementar el ángulo interrampa del talud y la aplicación de voladura controlada de rocas para mejorar el beneficio económico del sector oeste.

## **1.3. Formulación del problema**

¿Cómo influye incrementar el ángulo interrampa del talud y aplicar voladura controlada de rocas en el beneficio económico sector oeste en la mina ABC?

## **1.4. Justificación e importancia de la investigación**

### **1.4.1. Justificación práctica**

La importancia de este estudio es mostrar la mejoría en el beneficio económico del sector oeste de la mina ABC (todos los bloques de mineral que no se exploten se quedarán en la pared y base del talud), con el cambio de un diseño conservador (con

ángulo interrampa de  $43^\circ$  en la parte baja del talud y  $48^\circ$  en la parte alta), a otro diseño más empinado con ángulo interrampa de  $60^\circ$ , sin afectar la estabilidad del talud.

#### **1.4.2. Justificación económica**

Con el cambio de diseño conservador al diseño propuesto en esta tesis, la mina ABC tendrá un incremento en el beneficio económico del sector oeste.

### **1.5. Objetivos**

#### **1.5.1. Objetivo General**

Determinar el nivel de influencia de incrementar el ángulo interrampa y la aplicación de voladura controlada sobre el beneficio económico del sector oeste de la mina ABC.

#### **1.5.2. Objetivos específicos**

1. Determinar el nivel de influencia de incrementar el ángulo interrampa sobre el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.
2. Determinar el nivel de influencia de aplicar voladura controlada sobre el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.

### **1.6. Hipótesis**

#### **1.6.1. Hipótesis General**

Incrementar el ángulo interrampa del talud y aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico con respecto al diseño conservador en el sector oeste en la mina ABC.



### **1.6.2. Hipótesis específicas**

1. Incrementar el ángulo interrampa del talud con respecto al diseño original mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.
2. Aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.

## **1.7. Variables e indicadores**

### **1.7.1. Variable dependiente**

Y1: Beneficio económico.

### **1.7.2. Variables independientes**

X1: Ángulo interrampa.

X2: Voladura controlada de rocas.

## **1.8. Periodo de análisis.**

La investigación se realizó desde enero hasta agosto del año 2019.

## **CAPITULO II:**

### **MARCO TEORICO**

#### **2.1. Bases teóricas**

##### **2.1.1. Principales componentes de un talud en minería superficial**(Parra Reti, 2015)

Los componentes geométricos de un talud en minería a tajo abierto son esenciales al momento de realizar la optimización y diseño del tajo, por ende, repercuten de sobremanera en el valor económico de la mina, pero también son de vital importancia durante el funcionamiento de la mina debido a que un talud estable brindará mejores condiciones de seguridad y de trabajo.

Tal como puede ser observado en la Figura 2.1, los principales componentes geométricos de un talud minero son:

**Ángulo de cara de banco (BFA):** Es el ángulo que es formado entre el plano horizontal de trabajo y la pared del banco.

**Altura de banco:** Es la altura del banco de trabajo, está asociado a la dimensión de los equipos de minado utilizados en la operación.

**Ancho de berma:** Es la distancia entre el pie del talud superior y la cresta del bando inferior.

**Ángulo interrampa (IRA):** Es el ángulo entre el pie del talud por donde pasa un segmento de rampa y el pie del banco inmediatamente superior.

**Ángulo global de talud:** Es el ángulo medido entre el pie del banco más profundo y la cresta del banco que intercepta con la superficie topográfica original.

**Altura de talud global:** Corresponde a la altura proyectada en el eje vertical entre el pie del banco más profundo del tajo y la cresta del banco que intercepta a la superficie topográfica original.

**Ancho de rampa:** Corresponde al ancho de la vía por donde transitaran los equipos mineros (camiones, cargadores, perforadoras, etc).

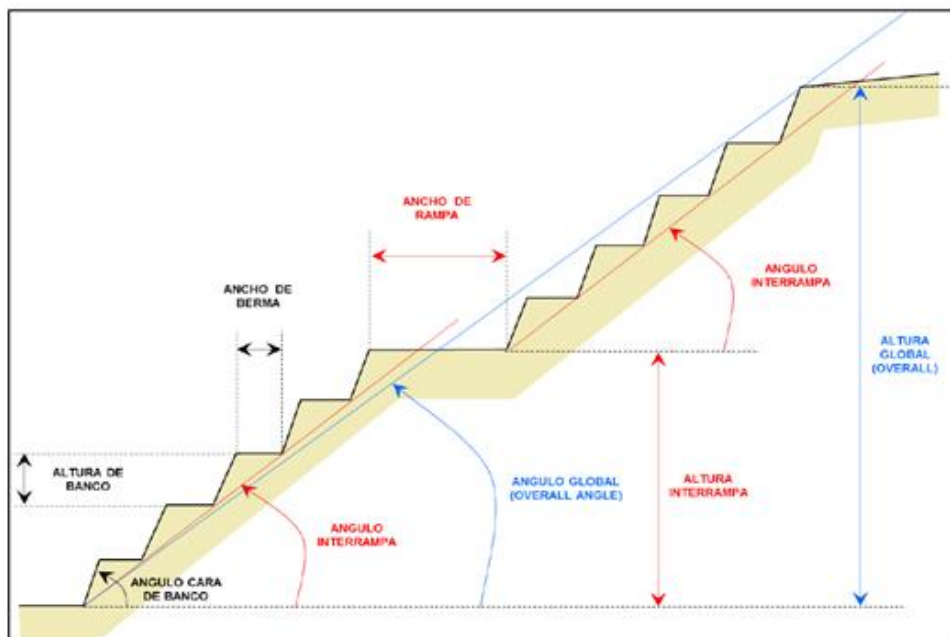


Figura. 2.1: Componentes geométricos de un talud en minería superficial  
Fuente: (Parra Reti, 2015)

### 2.1.2. ¿Cómo se expresa la estabilidad de un talud en minería superficial?(C. Wyllie & W Mah, 2017)

La estabilidad de un talud puede expresarse en uno o más de los siguientes términos:

**Factor de seguridad (FS):** La estabilidad es cuantificada por el método de equilibrio límite, que indica que estable si  $FS > 1$ .

**Presión:** Falla definida por el inicio de tensiones lo suficientemente grandes como para evitar la operación segura del talud minero, o que la velocidad de movimiento exceda la velocidad de minado en un tajo.

**Probabilidad de falla:** La estabilidad se calcula por la distribución probabilística entre la diferencia de fuerzas resistentes y fuerzas de desplazamiento del talud.

### 2.1.3. Análisis de equilibrio límite

La estabilidad del talud depende de la resistencia al corte generado en el plano de falla. Para las fallas de corte, se puede asumir a la roca como un material según Mohr-Coulomb en el cual la resistencia al corte puede ser expresado en términos de su ángulo de fricción( $\phi$ ) y cohesión ( $c$ ) como muestra la Figura 2.2.

Para el cálculo del FS del talud, se asumirá que el talud contiene una discontinuidad la cual crea una superficie de falla, esta a su vez crea dos componentes una normal y otra paralela la cual actúa en conjunto con el peso del bloque a deslizar ( $W$ ), el ángulo del bloque con respecto a la horizontal ( $\psi_p$ ) y el área generada ( $A$ ).

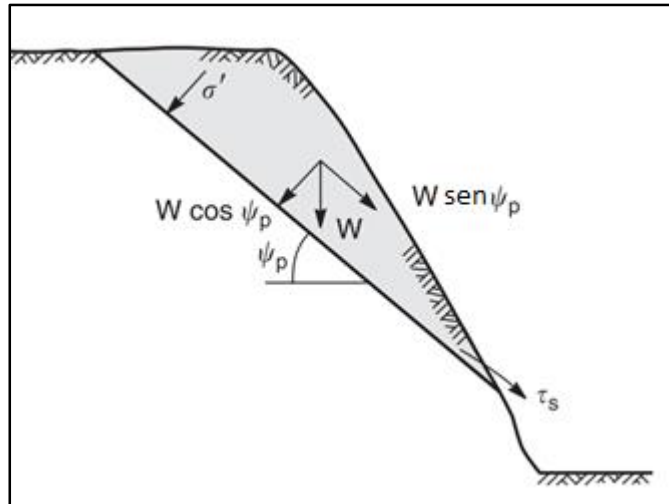


Figura. 2.2 : Descomposición de la fuerza ( $W$ ) en componentes paralelo y perpendicular al plano de deslizamiento con inclinación ( $\psi_p$ ),

Fuente: (C. Wyllie & W Mah, 2017)

En donde:

$$\text{Esfuerzo normal} \quad \sigma = \frac{W \cos \psi_p}{A}$$

$$\text{Esfuerzo cortante} \quad \tau = \frac{W \sin \psi_p}{A}$$

La ecuación puede ser expresada en términos de Morh-Coulomb por:

$$\tau = \zeta + \frac{W \cos \psi_p \tan \phi}{A}$$

$$\text{De esta ecuación despejamos:} \quad \tau A = \zeta A + W \cos \psi_p \tan \phi$$

$$\text{Y también tenemos la relación:} \quad \tau_s A = W \sin \psi_p$$

El FS puede ser calculado como la relación entre las fuerzas resistivas del talud versus las fuerzas generadas a partir del peso de la cuña generada (o fuerzas actuantes o a favor del deslizamiento).

$$FS = \frac{\text{Fuerzas\_resistivas}}{\text{Fuerzas\_actuantes}}$$

$$FS = \frac{\tau A}{\tau_s A}$$

$$FS = \frac{\zeta A + W \cos \psi_p \tan \phi}{W \sin \psi_p}$$

Si la superficie de deslizamiento esta “limpia” y no contiene relleno la cohesión se puede considerar “0”, de ello la ecuación se reduce a:

$$FS = \frac{W \cos \psi_p \tan \phi}{W \sin \psi_p}$$

En donde  $FS=1$  cuando  $\psi_p = \phi$

#### 2.1.4. Criterio de falla generalizado de Hoek-Brown(E. Hoek & Brown, 2019)

Para estimación de la resistencia de macizos rocosos, Hoek et al mostro la siguiente relación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde:

$m_b, s$  y  $a$  son constantes del macizo rocoso





$$m_b = m_i \exp \left[ \frac{(GSI - 100)}{(28 - 14D)} \right]$$


$$s = \exp \left[ \frac{(GSI - 100)}{(9 - 3D)} \right]$$

$$a = 1/2 + 1/6 \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right)$$

Para roca intacta las constantes son  $m_i, s = 1$  y  $a = 0.5$ , D es un factor que depende del grado de disturbancia que ha sido sometido el macizo rocoso por efectos de voladura y relajación de esfuerzo.

Tabla 2.1 : Guía para estimar la disturbación “D” producto de la voladura de rocas y relajación de esfuerzos.

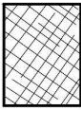
Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor sugerido de “D”
	<p>Excelente voladura controlada, maquina tuneladora dando como resultado en una disturbación mínima.</p>	<p><math>D=0</math></p>
	<p>Excavación realizada en una roca de calidad pobre genera una disturbación mínima al macizo rocoso que lo rodea.</p> <p>Cuando existan problemas de compresión del piso y ello provoque una elevación del piso, esta perturbación podría ser grave a menos que se coloque una solera.</p>	<p><math>D=0</math></p> <p><math>D=0.5</math> sin solera</p>
	<p>Pobre control de perforación, el diseño de carga explosiva y la posterior secuencia dan como resultado en una voladura deficiente en un túnel de roca con daños significativos, estos daños se extienden de 2 a 3 m</p>	<p><math>D=1</math> en la superficie con un decrecimiento a <math>D=0</math> aproximadamente a los 2 m del macizo rocoso circundante.</p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan como resultado daño en el macizo rocoso cuando se utiliza voladura controlada, como se observa en la figura.</p> <p>La voladura descontrolada puede provocar daños severos a la superficie de la roca.</p>	<p><math>D=0.5</math> con el uso de voladura controlada</p> <p><math>D=1</math> con el uso de voladura de producción o masiva</p>

	<p>En algunos macizos rocosos débiles, la excavación puede darse con el tractor. El daño en los taludes es producto del alivio de esfuerzos. Minas a cielo abierto grandes sufren daños en sus taludes debido a las voladuras de producción y por relajación de esfuerzos del pre-minado.</p>	<p><math>D=0.7</math> por el uso de excavación mecánica y relajación de esfuerzos</p> <p><math>D=1</math> cuando se usa taladros de producción.</p>
---	---	---

Fuente: (E. Hoek & Brown, 2019)



Tabla 2.2: Índice de resistencia geológico (GSI).

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICO (GSI)		CONDICIONES DE LA SUPERFICIE				
ESTRUCTURA		DECRECIENTE CALIDAD DE LA SUPERFICIE				
		MUY BUENA: Superficies muy rugosas, frescas sin intemperización	BUENA: Superficies rugosas, ligeramente intemperizada y oxidadas	REGULAR: Superficies suaves, moderadamente intemperizada y alterada	POBRE: Superficies altamente intemperizadas con revestimientos compactos o rellenos angulares	MUY POBRE: Superficies altamente alteradas, con revestimientos o rellenos suaves.
	<b>Intacta o masiva:</b> Especímenes de roca intacta o masiva con algunas discontinuidades espaciadas.	90			N/A	N/A
	<b>Bloqueada:</b> Macizo rocoso con bloques entrelazados formado a partir de tres familias de discontinuidades	80	70			
	<b>Muy bloqueada:</b> Macizo rocoso parcialmente disturbado formado a partir de 4 o más familias de discontinuidades		60	50		
	<b>Disturbado, bloqueado, plegado:</b> Formado a partir de muchas discontinuidades, persistencia de planos de estratificación o esquistosidad			40	30	
	<b>Desintegrado:</b> Macizo rocoso pobremente entrelazado, altamente fracturado conformado por fracciones de rocas angulares y redondeadas.				20	
	<b>Laminado:</b> No forman bloques debido al poco espacio entre los planos de esquistosidad o estratificación.	N/A	N/A			10
		DECRECIENTE ENTRELAZAMIENTO DE PIEZAS DE ROCA				

Fuente: (Evert Hoek &amp; Marinos, 2000)

### 2.1.5. Criterios de aceptabilidad del Factor de seguridad (Read & Stacey, 2011)

Es basado en la aceptabilidad de la operación minera con respecto al desempeño requerido entre el talud a evaluar versus una posible inestabilidad o falla.

El nivel de aceptabilidad depende de la importancia del talud y si por ejemplo si sobre el pasan estructuras principales como rampas principales, chancadoras, etc.

*Tabla 2.3: Típicos valores de aceptación de FS*

Nivel de estructura	Consecuencias De falla	Criterio de aceptación	
		FS (mínimo estático)	FS (mínimo dinámico)
Banco	Bajo a alto	1.10	NA
Inter-rampa	Bajo	1.15-1.20	1.00
	Moderado	1.20	1.00
	Alto	1.20-1.30	1.10
Overall	Bajo	1.20-1.30	1.10
	Moderado	1.30	1.05
	Alto	1.30-1.50	1.10

Fuente: (Read & Stacey, 2011)

### 2.1.6. Método de elementos finitos (FEM) (Wittke, 2014)

Procedimientos de análisis de estabilidad para taludes deben tener en cuenta condiciones no homogéneas y anisotrópicas. La mejor manera de resolver esto es usando procedimientos de análisis numérico, esto es basado también en conceptos de mecánica continua como el FEM.

### 2.1.7. Falla potencial en taludes(Wittke, 2014)

En los taludes debido a las discontinuidades usualmente se forman bloques o cuñas, la estabilidad global del talud se determina mediante un análisis por elementos finitos y análisis de equilibrio límite.

Los principales modos de falla en bloques o cuña son referidos a movimientos traslacionales, rotacionales o la combinación de estos.

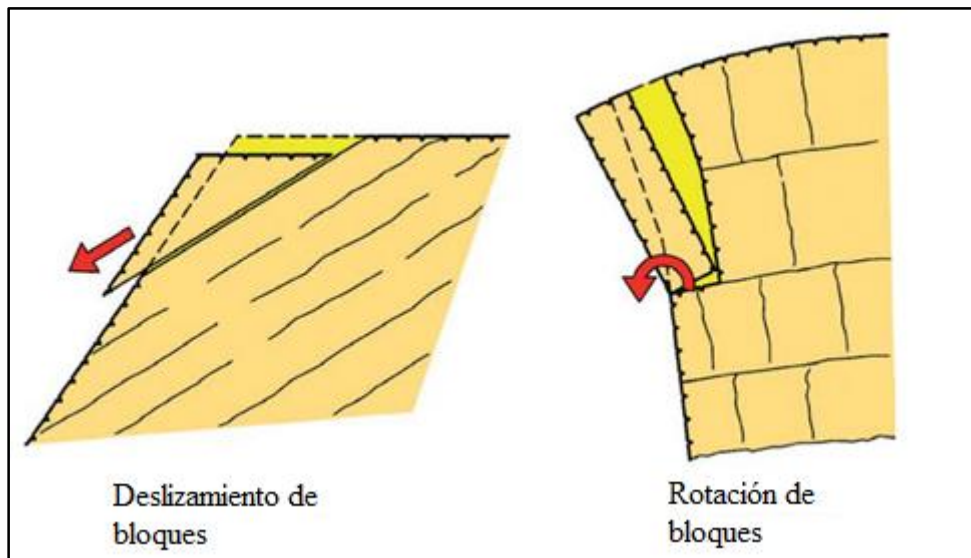


Figura. 2.3 : Deslizamiento y rotación de bloques  
Fuente: (Wittke, 2014)

#### *Traslaciones del bloque por energía cinemática*

La Figura 2.4 muestra una cuña en dos dimensiones generada a partir de una y dos discontinuidades (D y D2), las traslaciones cinemáticas posibles son determinadas por el vector  $t$ .

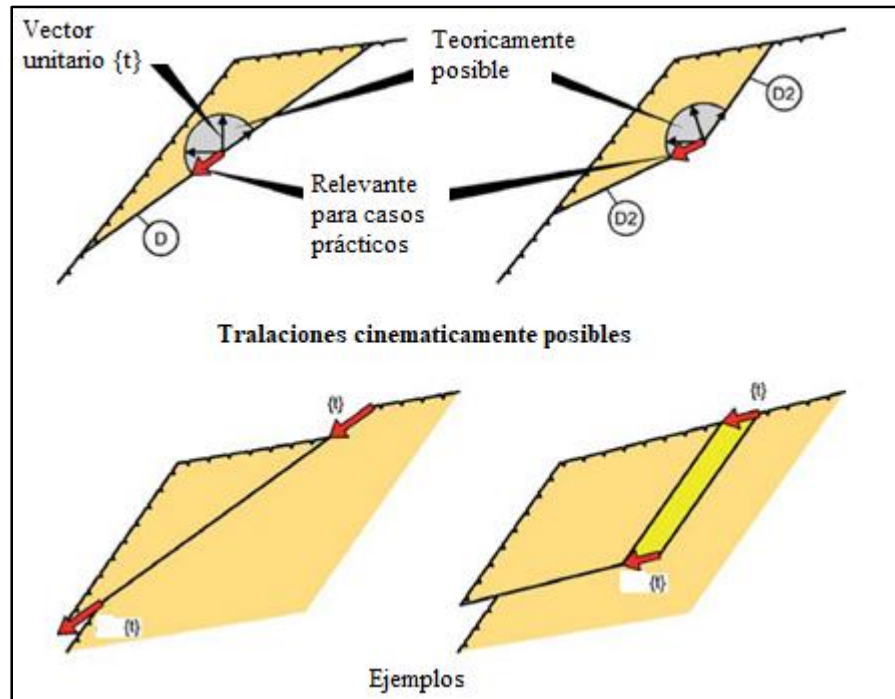


Figura. 2.4 :Traslaciones potenciales de bloques en dos dimensiones sobre una y dos discontinuidades  
Fuente: (Wittke, 2014)

### *Deslizamiento sobre una superficie en forma de poligonal*

En un macizo rocoso con dos o más familias de discontinuidades, el posible deslizamiento se dará a través de superficie en forma de poligonal.

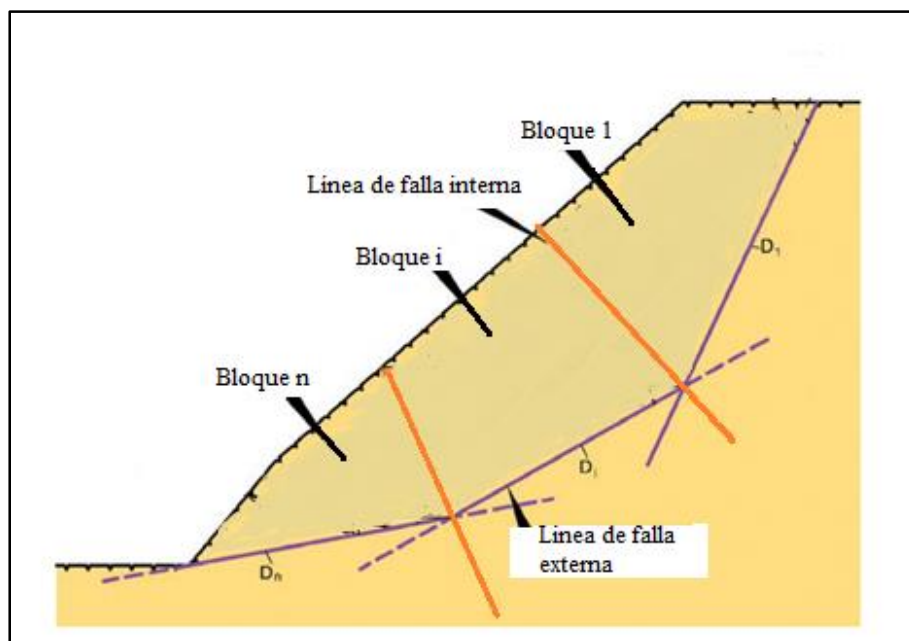


Figura. 2.5: Macizo rocoso con dos o más familias de discontinuidades formando un sistema de bloques rodeado por planos de deslizamiento externo e interno  
Fuente: (Wittke, 2014)

El deslizamiento sobre esta superficie generará bloques de roca similares a la Figura 2.6.

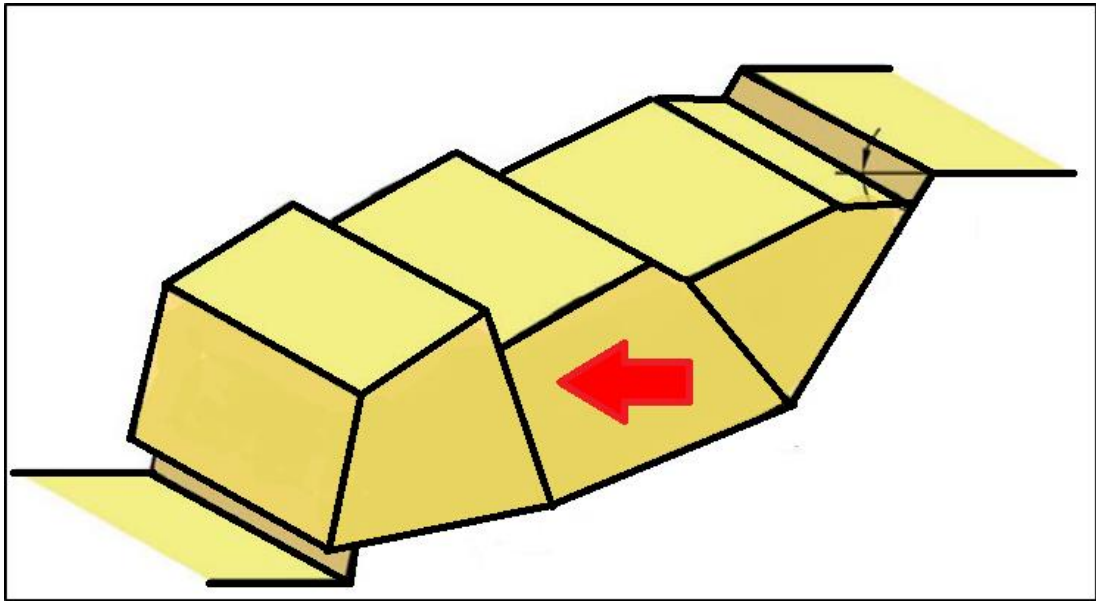


Figura. 2.6: Deslizamiento de bloques de roca sobre una superficie poligonal  
Fuente: (Wittke, 2014)

### 2.1.8. Métodos de equilibrio límite (Husein Malkawi, Hassan, & Abdulla, 2000)

Muchos de los problemas de estabilidad de taludes son complejos, para simplificarlos se toman algunos supuestos con miras a determinar un único FS.

Los métodos más populares de equilibrio límite han sido propuestos por Bishop et al, Janbu et al y Spencer et al, pero para superficies de falla poligonales como nuestro estudio se usa el método de Janbu y Spencer debido a que el método de Bishop es usado para superficies de falla circular.

Para formular el algoritmo para determinar el FS en los métodos de Janbu y Spencer, debemos considerar fuerzas actuantes sobre un *slice* como lo muestra la Figura 2.7.

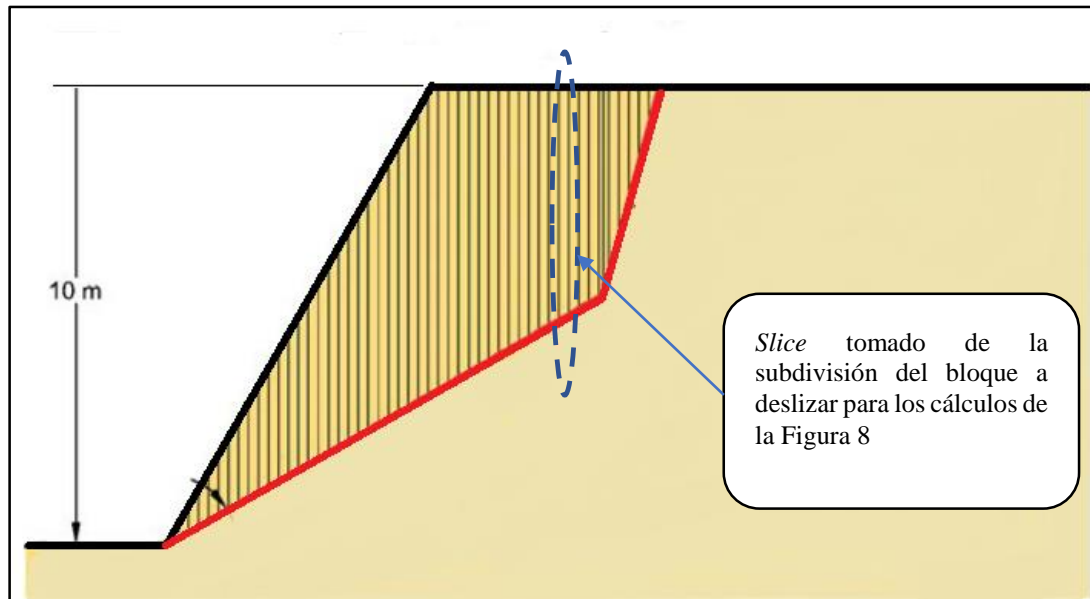


Figura. 2.7: Método de slices de Janbu  
Fuente: (Wittke, 2014)

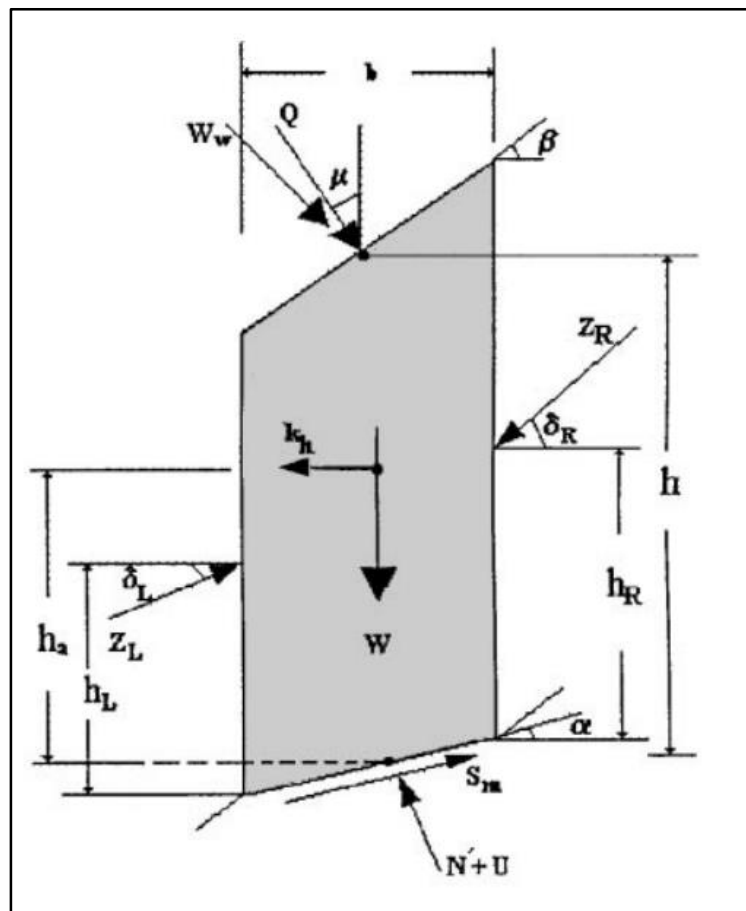


Figura. 2.8: Fuerzas representativas sobre un slice  
Fuente: (Husein Malkawi et al., 2000)

Donde:

$S_M$ : Esfuerzo cortante móvil

$U$ : presión de poros

$W$ : Peso del *slice*

$W_w$ : Fuerza del agua sobre la superficie del *slice*

$Q$ : recarga externa

$N'$ : fuerza normal efectiva

$K_h$  coeficiente sísmico horizontal

$\mu$ : ángulo de inclinación de la carga externa

$Z_L$ : Fuerza inter-*slice* izquierda

$Z_R$  Fuerza inter-*slice* derecha

$\delta_L$ : ángulo de inclinación de las fuerzas inter-*slice* izquierda

$\delta_R$ : ángulo de inclinación de las fuerzas inter-*slice* derecha

$h_L$ : Altura desde la base del *slice* a la fuerza  $Z_L$

$h_R$ : Altura desde la base del *slice* a la fuerza  $Z_R$

$\alpha$ : Inclinación de la base del *slice*

$b$ : ancho del *slice*

$h$ : altura promedio del *slice*

$h_a$ : altura al centro del *slice*

se define el esfuerzo cortante móvil como:

$$S_M = \frac{\zeta b + N' \tan \phi}{F}$$

### Método de Janbu

El factor de seguridad es calculado a través de la variación del esfuerzo normal efectivo sobre la superficie de falla (en este caso la base del *slice*). Las fuerzas inter *slice* izquierda y derecha no se consideran y las fuerzas normales se generan a partir de la suma de las fuerzas verticales.

$$FS = \frac{\sum_{i=1}^n \left[ \zeta b \sec \alpha + \left[ \frac{1}{\cos \alpha + \frac{\sin \alpha \tan \phi}{F}} \left[ W - \frac{\zeta b \tan \alpha}{F} - Ub \cos \alpha + W_w \cos \beta + Q \cos \mu \right] \tan \phi \right] \cos \alpha \right]}{\sum_{i=1}^n [Ub \sin \alpha + WK_h - W_w \sin \beta - Q \sin \mu] + \sum_{i=1}^n \frac{1}{\cos \alpha + \frac{\sin \alpha \tan \phi}{F}} \left[ W - \frac{\zeta b \sin \alpha}{F} - Ub \cos \alpha + W_w \cos \beta + Q \cos \mu \right] \sin \alpha}$$

### Método de Spencer

El efecto de las fuerzas inter-*slide* es considerado. El factor de seguridad se calcula mediante un proceso cíclico corte a corte variando F y  $\delta$  hasta que el momento de fuerza está en equilibrio.

La fuerza de equilibrio es:

$$Z_R = Z_L + \frac{FW \sin \alpha - \zeta b \sec \alpha - W \cos \alpha \tan \phi}{\sin(\delta - \alpha) \tan \phi - F \cos(\delta - \alpha)} + \frac{Ub \sec \alpha \tan \phi + WK_h (F - \tan \phi \tan \alpha) \cos \alpha}{\sin(\delta - \alpha) \tan \phi - F \cos(\delta - \alpha)} + \frac{Q[F \sin(\alpha - \mu) - \cos(\alpha - \mu) \tan \phi]}{\sin(\delta - \alpha) \tan \phi - F \cos(\delta - \alpha)} + \frac{W_w [F \sin(\alpha - \mu) - \cos(\alpha - \mu) \tan \phi]}{\sin(\delta - \alpha) \tan \phi - F \cos(\delta - \alpha)}$$



Mientras que el momento de fuerza está dado por:

$$h_R = \frac{Z_L}{Z_R} h_L - \frac{Z_L b}{Z_R} \tan \alpha + \frac{Z_L}{Z_R} \tan \delta \frac{b}{2} + \frac{b}{2} \tan \delta - \frac{b}{2} \tan \delta + \frac{hW_w \sin \beta}{Z_R \cos \delta} + \frac{hQ \sin \mu}{Z_R \cos \delta} - \frac{h_a K_h W}{Z_R \cos \delta}$$

### 2.1.9. Voladura controlada de rocas (Read & Stacey, 2011)

El daño por voladura de rocas en el talud reduce la estabilidad del mismo, por ello es necesario aplicar técnicas de voladura controlada de rocas para disminuir el daño en el talud.

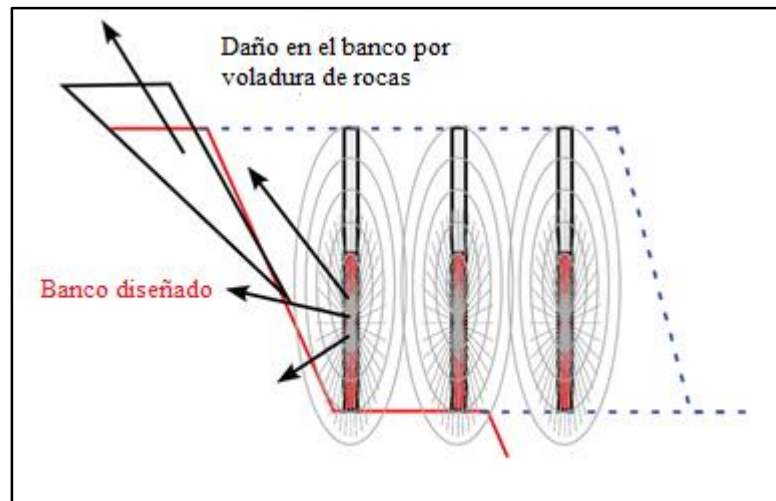


Figura. 2.9: Daño en talud de diseño por efecto de voladura de rocas  
Fuente: (Read & Stacey, 2011)

Para evitar o minimizar el daño en taludes, se suele aplicar voladura controlada de rocas, en nuestro estudio se ha aplicado la técnica de pre-corte.

### *Voladura en pre-corte*

Involucra realizar una línea de perforación a lo largo del límite de minado diseñado, estos taladros deben tener poco espaciamiento entre ellos y ser cargados de manera desacoplada, esta línea generada evita el daño en la pared del banco.

Esta primera línea debe ser disparada antes de ser perforados y disparados los taladros de producción del banco.

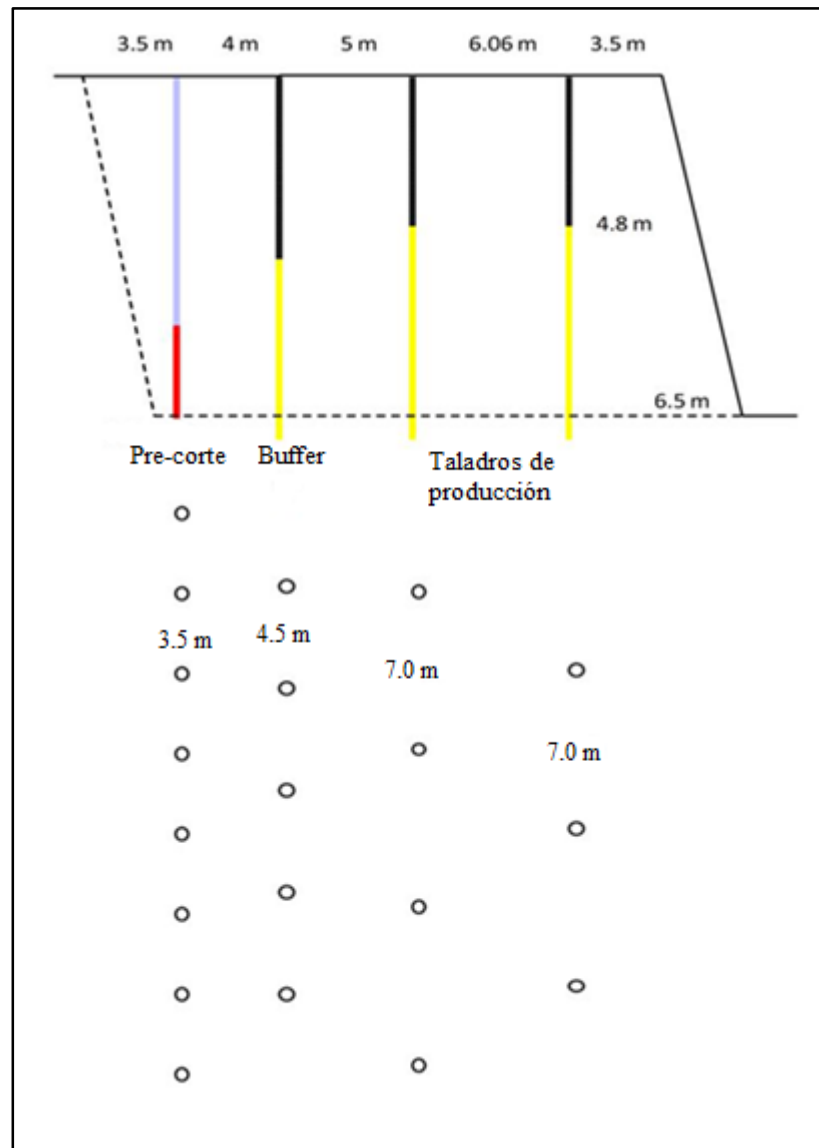


Figura. 2.10: Ejemplo de diseño de voladura de pre-corte  
Fuente: (Read & Stacey, 2011)

### 2.1.10. Modelo de daño en talud (Onederra & Esen, 2004)

Para describir el daño en taludes nos remitiremos al modelo de aproximación de Holmberg-Persson, el cual nos da una explicación con respecto a este problema.

#### *Descripción del modelo de aproximación de HOLMBERG – PERSSON*

El modelo de aproximación de Holmberg & Persson se basa en los siguientes supuestos:

Una onda expansiva radiante obedece a las leyes de escala de peso de carga.

La velocidad pico partícula debido a cada pequeño elemento de carga dentro del taladro es numéricamente audible.

Para propósitos prácticos, la velocidad de detonación (VOD) de la carga explosiva no se considera.

El efecto de los límites de la cara libre no se considera.

Para evaluación de daños, se asume que velocidad pico partícula es proporcional a la tensión dinámica experimentada por el macizo rocoso.

Los supuestos mencionados permitieron la derivación de una relación no lineal simple que describa la atenuación de la VPP en el campo cercano:

$$VPP = K \left( \ell \int_{x_s}^{x_s+H} \frac{dx}{(r_0^2 + (x - x_0)^2)^{\beta/2\alpha}} \right)^\alpha$$

Donde

$\ell$  es la concentración lineal de carga en (Kg/m),

$dx$  es el elemento de carga que contribuye a la VPP en el punto P

$r_0$ ,  $x$  y  $x_0$  son parámetros geométricos

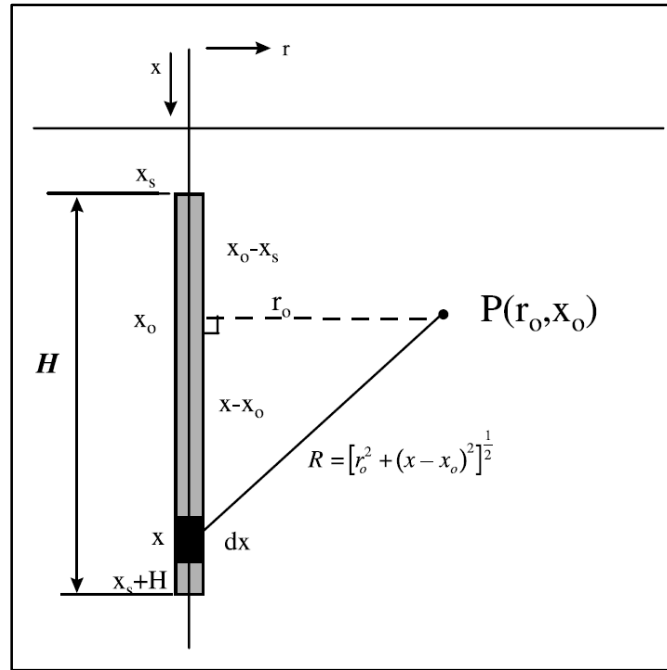


Figura. 2.11: Diagrama de los parámetros de Holmberg-Persson para la atenuación de la VPP  
Fuente: (Onederra & Esen, 2004)

La ecuación simplificada se logra asumiendo  $\beta = 2\alpha$

$$VPP = K \left( \left( \frac{\ell}{r_0} \right) \left( \tan^{-1} \left( \frac{H + x_s - x_0}{r_0} \right) + \tan^{-1} \left( \frac{x_0 - x_s}{r_0} \right) \right) \right)^\alpha$$

$$VPP = K[a]^\alpha$$

Donde “a” es definida como la constante de Holmberg & Persson, “K” y “a” son constantes de atenuación específicos para cada lugar de trabajo.

Como se mencionó anteriormente, debido a los supuestos del enfoque Holmberg – Persson, su aplicación requiere una calibración específica del sitio. Este trabajo de calibración implica la implementación de un programa de monitoreo de vibraciones algo complicado y costoso. (Ver ANEXO N° 2.1)

***Monitoreo de vibraciones de campo cercano para determinar las constantes específicas del sitio***

Las constantes del sitio (K,a) son halladas a partir del monitoreo de vibraciones con una red de geófonos.

En la Figura 2.12 se muestra el diseño más utilizado para el monitoreo de campo cercano, este incluye mediciones tomadas en al menos tres ubicaciones a partir de una carga explosiva conocida. Los diseños varían según la accesibilidad del sitio, tipo de método de explotación, características del macizo rocoso y parámetros de voladura.

Además, y como se discutió anteriormente, el criterio de Holmberg-Persson no considera la influencia de la velocidad de detonación (VOD), por ello diferentes explosivos deben calibrarse por separado dentro de un mismo dominio.

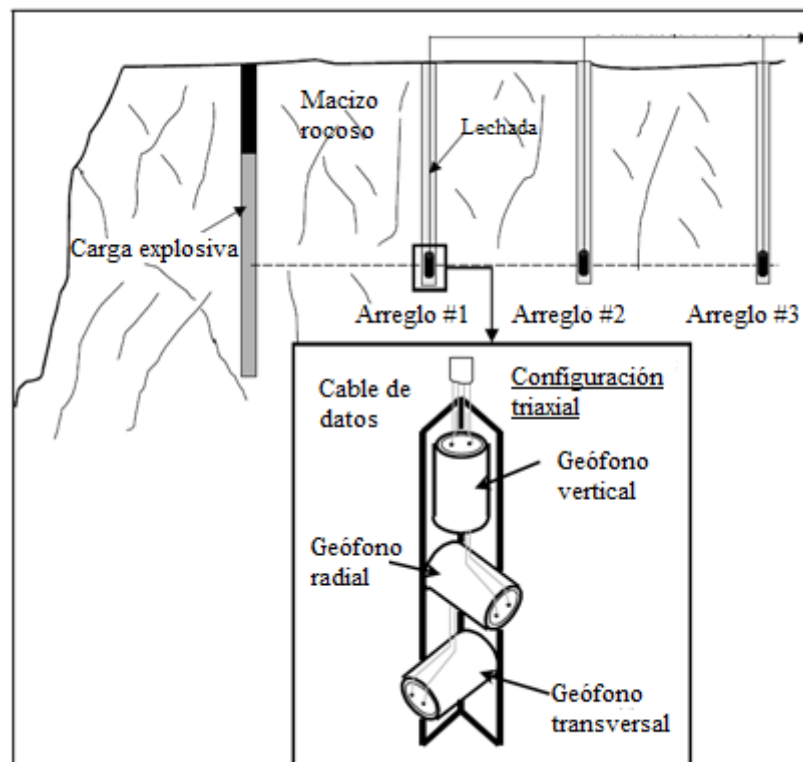


Figura. 2.12: Diagrama de instrumentación para monitoreo de campo cercano  
Fuente: (Onederra & Esen, 2004)

Para determinar las constantes K y a, velocidad pico partículas medida (suma vectorial) los registros y los parámetros de diseño se resuelven gráficamente en Holmberg y Persson relación ajustando la relación lineal (Figura 2.13)

$$\text{Log}(VPP) = \alpha \text{Log}(a) + \log(K)$$

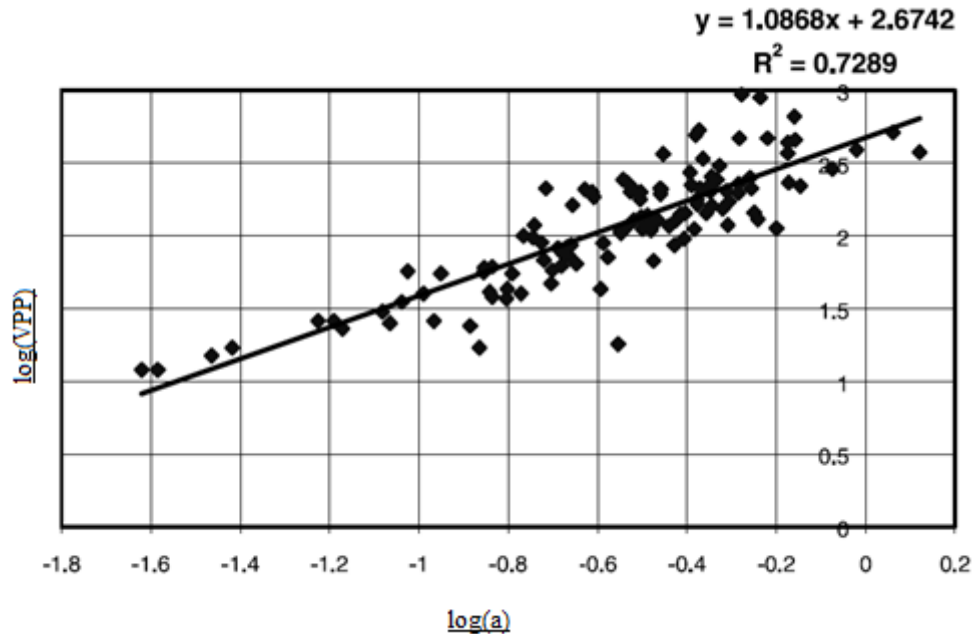


Figura. 2.13: Ejemplo de función lineal hallada a través del monitoreo de campo cercano realizado en una mina

Fuente: (Onederra & Esen, 2004)

*VPP al final de la zona de rotura*

Para calcular la VPP al final de la zona de rotura, se usa la siguiente relación:

$$VPP_c = \frac{P_{eq} V_p}{E_d}$$

Donde

$P_{eq}$  es la presión de equilibrio en la zona de rotura (Pa),

$V_p$  es la velocidad de la onda de choque (m/s)

$E_d$  es el modulo de Young dinamico (Pa)

Los resultados obtenidos en la mina ABC se encuentran en el ANEXO N°2.2

### 2.1.11. Performance del BFA (Sturzenegger, Willms, Pate, & Johnston, 2013)

Para cada sector del tajo con un mismo diseño de banco, se debe elaborar un histograma acumulativo en función al EBFA este último basado en mediciones en intervalos de 20m a lo largo de secciones transversales al diseño. El valor de 20m se puede reducir en sectores del tajo más pequeños con miras a brindar más datos.

El EBFA es el ángulo de cara del banco que se espera luego de realizar una voladura

*Backbreak* es la distancia entre el pie y la cresta del banco, este puede ser el verdadero o aparente dependiendo con que EBFA se tome.

Como la mayoría de los bancos está cubierto por escombros, se debe corregir geoméricamente el *backbreak*, ancho de berma y altura de banco respectivamente basado en proyecciones como lo muestra la Figura 2.14.

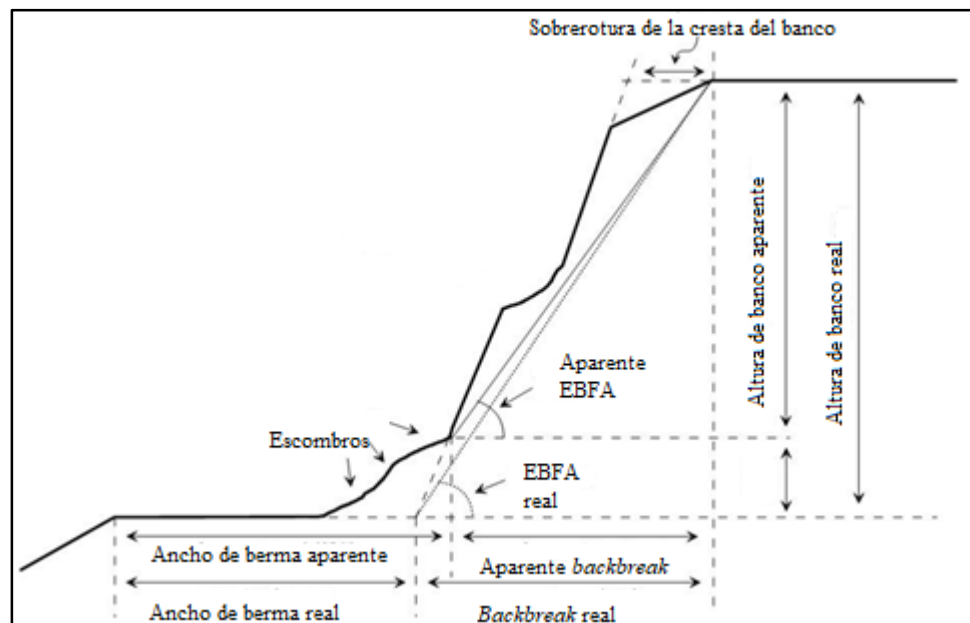


Figura. 2.14: Sección transversal de un banco y sus parámetros

Fuente: (Husein Malkawi et al., 2000)

### **2.1.12. Valor de dinero en el tiempo**(Runge, 2012)

Casi todas las decisiones en minería involucran entradas y salidas de dinero (flujos de caja), esos ingresos y salidas ocurren en diferentes periodos por ello es necesario equiparar esos periodos a uno en común (usualmente es al presente).

#### ***Valor presente (VP) y Valor Futuro (VF)***

El valor futuro está determinado por:

$$VF = VP(1 + i)^n$$

Del mismo modo se puede hallar el valor presente a partir de la formula anterior

$$VP = VF(1/(1 + i)^n)$$

Donde

VF=Valor futuro

VP=Valor presente

i= interés

n=número de periodos

#### ***Periodo de recuperación de capital (PRC)***

La función de recuperación de capital se utiliza para distribuir una cantidad de valor presente de manera uniforme durante un período de n años. Produce una serie de valores iguales que ocurren al final de cada año durante el período de tiempo especificado.

#### ***Flujo de caja***(Lagos León, 2010)

Es la diferencia entre ingresos y egresos; los ingresos son las ventas y valores de rescates si hubieses y los egresos son los costos operativos y de capital, afectados por los impuestos.



$$FLUJO DE CAJA = \sum_{j=1}^n (B_j - C_j - IMP_j + VRes)$$

Donde:

$B_j$  =ingresos actualizados al periodo de análisis

$C_j$  =costos actualizados al periodo de análisis

IMP =Impuestos

VRes =valor de rescate

**Valor presente neto (VPN)**(Lagos León, 2010)

Mide la rentabilidad del proyecto después de recuperar la inversión a través del flujo de caja

$$VPN = -I_0 + \sum_{j=1}^n \left( \frac{FLUJO DE CAJA_j}{(1+i)^n} \right)$$

Donde

$i$ =tasa de descuento

$n$ =periodo de análisis

$I_0$ =inversión inicial

**Interpretación del VPN**

VPN>0 se recomienda pasar a la siguiente etapa del proyecto

VPN=0 es indiferente realizar la inversión

VPN<0 se recomienda postergarlo o desecharlo

### **Tasa interna de retorno (TIR)**

Es la tasa donde el VPN igual a cero.

$$0 = -I_0 + \sum_{j=1}^n \left( \frac{\text{FLUJO DE CAJA}_j}{(1 + TIR)^n} \right)$$

### **2.1.13. Beneficio – Costo (B/C)**(Lagos León, 2010)

Compara la relación de los beneficios proyectados con los costos incurridos.

$$B/C = \frac{\sum_{j=1}^n \frac{B_j}{(1+i)^n}}{\sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^n}}$$

Donde:

$B_j$  =ingresos actualizados al periodo de análisis

$C_j$  =costos actualizados al periodo de análisis

$i$ =tasa de descuento

$n$ =periodo de análisis

## **CAPITULO III:**

### **METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Metodología de la investigación**

##### **3.1.1. Tipo de investigación**

El tipo de investigación será aplicada-cuantitativa debido que en el estudio se analizará el efecto del incremento del IRA y la aplicación de voladura controlada de rocas en el sector oeste de la mina ABC.

##### **3.1.2. Diseño de la investigación**

El diseño de investigación será cuasi-experimental.

##### **3.1.3. Nivel de la investigación**

El nivel de la investigación será descriptivo

##### **3.1.4. Fuentes de recolección de datos.**

Los datos por analizar serán obtenidos en base al avance topográfico mensual, polígonos de mineral/desmonte del sector oeste de la mina ABC. (Ver ANEXO N°1)

### **3.1.5. Secuencia de la investigación**

Análisis comparativo del diseño conservador versus la propuesta de diseño con IRA incrementado

Cambio de voladura masiva a voladura controlada con el diseño de IRA incrementado

Resultados obtenidos con la aplicación del diseño con IRA incrementado

Resultados económicos del diseño conservador en base al tonelaje minado en el sector oeste de la mina ABC durante el 2019.

Contrastación de hipótesis

Conclusiones y recomendaciones

### **3.2. Desarrollo del trabajo de tesis**

Antes de la puesta en marcha del proyecto se hizo un análisis comparativo entre la propuesta de IRA incrementado versus el diseño conservador, con ello se evaluó el VPN, TIR, B/C y factores de seguridad antes de la puesta en marcha del proyecto.

#### **3.2.1. Criterio de diseño de taludes**

Los criterios de diseño de talud del sector oeste se muestran en la Tabla 3.1, estos se determinaron en base a las unidades geotécnicas y dominios estructurales en las cuales engloba el sector en estudio.

*Tabla 3.1: Criterio de diseño conservador*

Unidad Geotécnica y dominio estructural	Altura de banco de trabajo (m)	BFA (°)	Ancho de berma (m)	IRA (°)
AND-SW	20	70	12.7	45
VOLC-W	20	65	12.1	43
KCW-L	20	61	10.0	43.5

Fuente: Elaboración propia

### **3.2.2. Desempeño histórico de taludes en la mina ABC**

No se ha registrado fallas en taludes globales en el tiempo de operación en la mina ABC.

### **3.2.3. Cut off grade y tipos de mineral en la mina ABC**

A finales del 2018 se calculó el *COG* (Tabla 3.2) en la mina ABC con los supuestos considerados en la Tabla 3.3 por tipos de mineral.

Tabla 3.2: COG a finales del 2018

Componente de COG	Unidades	Tipo de mineral			
		M1	M1A	M2AL	M3
Minado					
Costo de minado de mineral	\$/t	2.899	2.899	2.899	2.899
Costo de minado de desmonte	\$/t	3.133	3.133	3.133	3.133
Procesamiento					
CP	\$/t	6.075	6.263	6.296	6.534
CT	\$/t	0.924	0.924	0.924	0.924
Generales y administrativos					
G&A	\$/t	3.011	3.011	3.011	3.011
Misceláneos					
Precio de venta de Oro	\$/oz rec	1250	1250	1250	1250
Transporte del metal y refinación	\$/oz rec	5.078	5.078	5.078	5.078
Centromin Royalty	%	2.51	2.51	2.51	2.51
<i>World Gold Council fee</i>	\$/oz rec	0.100	0.100	0.100	0.100
<i>Cut off grades</i>					
<i>COG</i>	g/t	0.414	0.448	0.433	0.558
<i>COG inpit</i>	g/t	0.321	0.349	0.337	0.437

Fuente: Elaboración propia

Luego se tiene la Tabla 3.3 que muestra los diferentes tipos de mineral lixiviables en la mina ABC, los separa en base a sus contenidos % TCM, S<sup>2-</sup> y Cu, la única variación con respecto a la tabla COG es la división del M1 en dos categorías:

M1\_LG que va del COG para M1 (calculado en la Tabla 3.2) hasta 0.5 g/t de Au.

M1 que parte de un mínimo de 0.5 g/t de Au.

Tabla 3.3: Tipos de mineral lixiviable en la mina ABC.

TIPO DE MINERAL	Au (g/t)	TCM (%)	S <sup>2-</sup> (%)	Cu (ppm)	CATEGORIA
M1	≥ 0.500	< 0.10	< 0.25	-	Mineral Limpio
M1_LG	≥ 0.321	< 0.10	< 0.25	-	
M1A	≥ 0.349	< 0.10	≥ 0.25 & < 0.40	< 350	
M2AL	≥ 0.337	≥ 0.10 & < 0.20	< 0.25	-	
M3	≥ 0.437	< 0.10	≥ 0.25 & < 3.40	< 350	Mineral transicional

Fuente: Elaboración propia

### 3.2.4. Análisis comparativo del diseño conservador versus la propuesta de diseño con IRA incrementado

Se dividió en dos secciones transversales, sección 1 y 2 (Figura 3.1) el cual permite el análisis de:

- La vista en perfil con respecto a la superficie base (Fin de diciembre 2018) de cada alternativa.
- FS mínimos según los métodos de Janbu simplificado y Spencer en condiciones estáticas.
- Estado de pérdidas y ganancias, flujo de caja económico en el cual se ve el VPN, TIR y B/C de cada alternativa basado en el periodo de lixiviación de 90 días en la mina ABC.

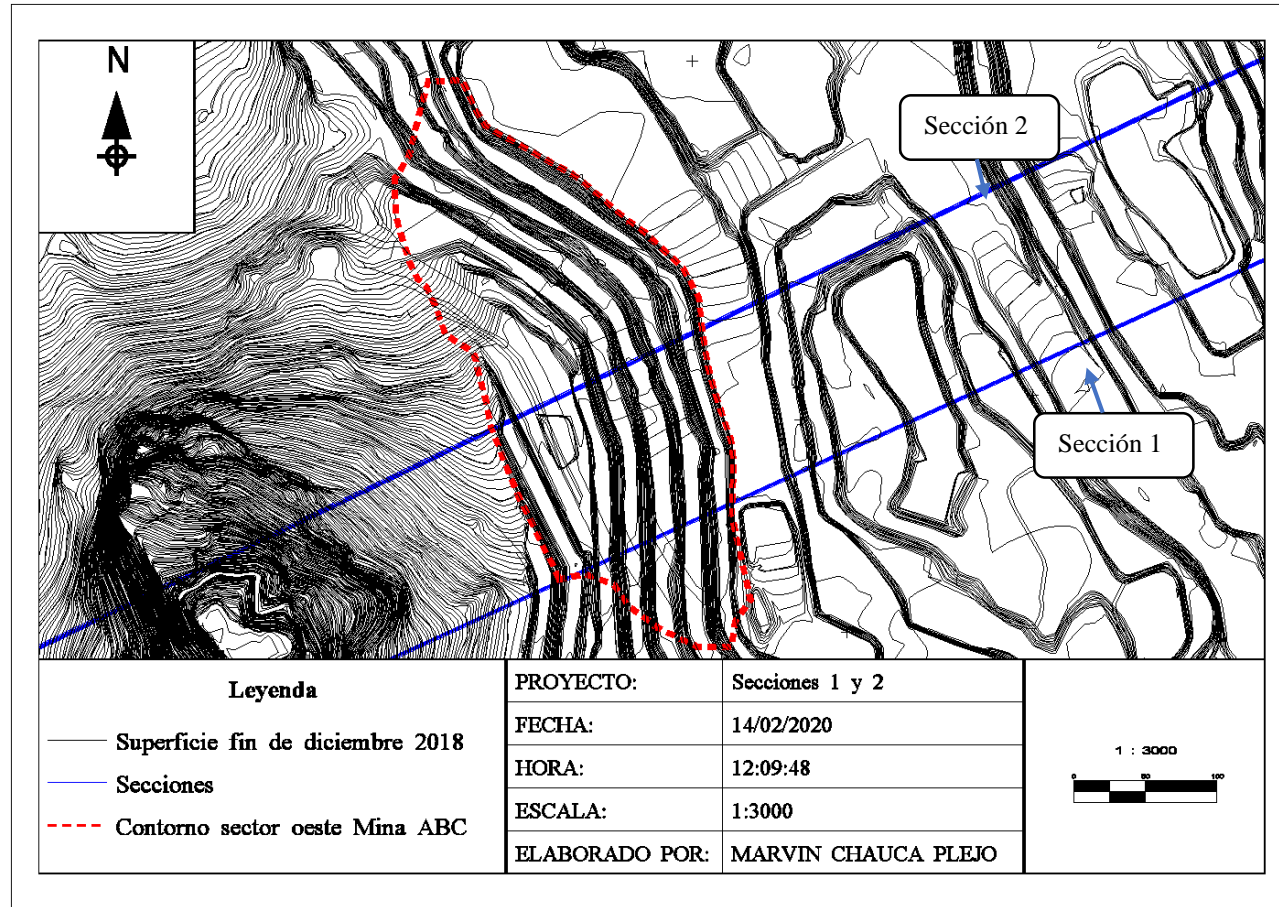


Figura. 3.1: Sección 1 y 2 del sector oeste de la mina ABC  
 utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia



## CAPITULO IV:

### RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 4.1. Resultados obtenidos antes de la puesta en marcha del proyecto de IRA incrementado.

##### 4.1.1. Diseño conservador de minado

El sector oeste de la mina ABC tenía un diseño conservador en ángulos interrampa (Tabla 4.1), el cual fue elaborado teniendo como base las unidades geotécnicas (Tabla 3.1).

*Tabla 4.1: BFA e IRA considerados en el diseño conservador en el sector oeste de la mina ABC.*

Nivel de trabajo	BFA	IRA
Del banco 4020 al 4110	68°	48°
Del banco 3980 al 4010	60°	42.88°

Fuente: Elaboración propia

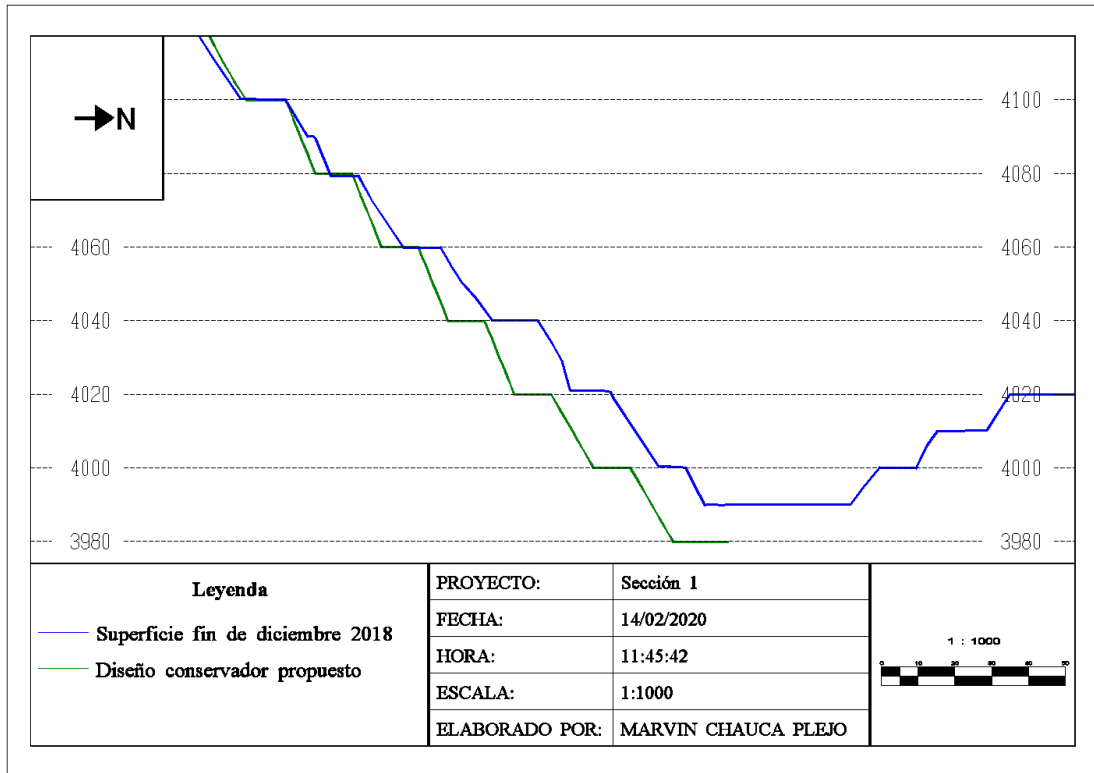


Figura. 4.1: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 y diseño conservador en la sección 1 utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia

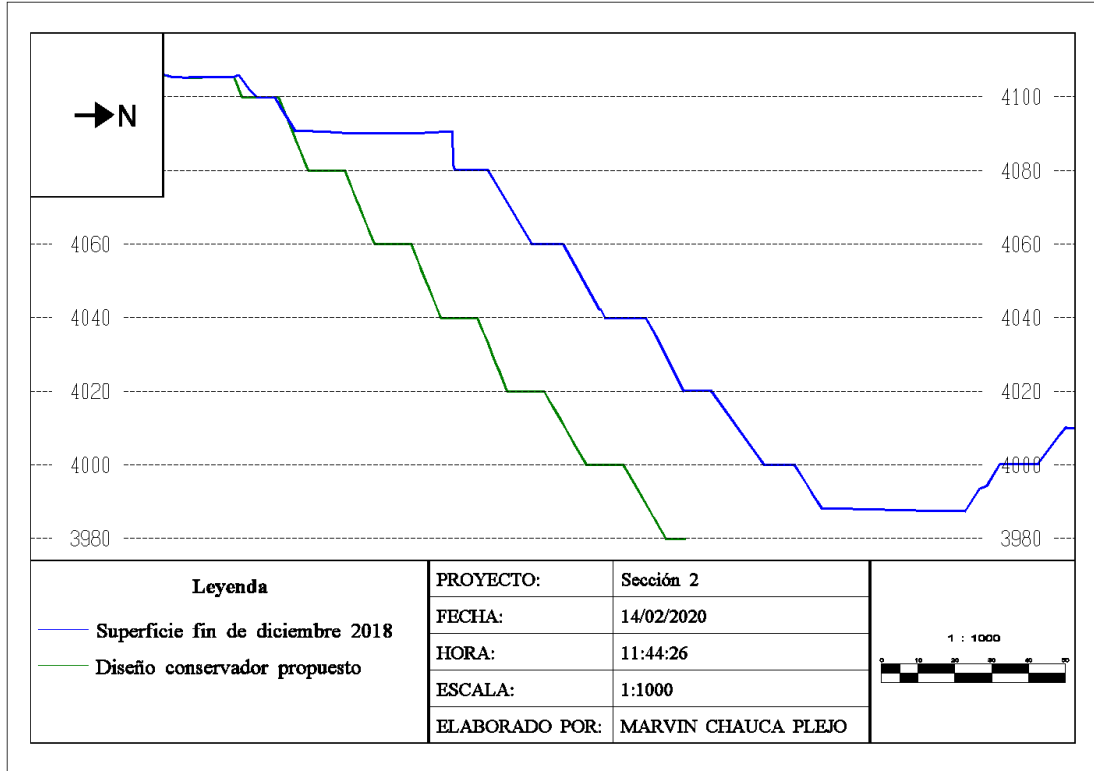


Figura. 4.2: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 y diseño conservador en la sección 2 utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia

### *Factor de seguridad con el diseño conservador*

Para el cálculo de factor de seguridad estático se utilizó los métodos de cálculo de Janbu y Spencer, para los materiales se utilizó el criterio de falla generalizado de Hoek & Brown según la Tabla 4.2.

*Tabla 4.2: Parámetros por tipo de material según el criterio de generalizado de falla de Hoek & Brown en el sector oeste de la mina ABC*

Material	Peso unitario (KN/m <sup>3</sup> )	UCS (KN/m <sup>2</sup> )	$m_b$	$s$	$a$	Superficie de agua
AND-SW	20	120000	0.509867	0.000512732	0.505734	Ninguna
VOL-W	22	60000	0.337388	0.000112686	0.511368	Ninguna
KCW-L	22	120000	1.10955	0.00233299	0.502841	Ninguna

Fuente: Elaboración propia

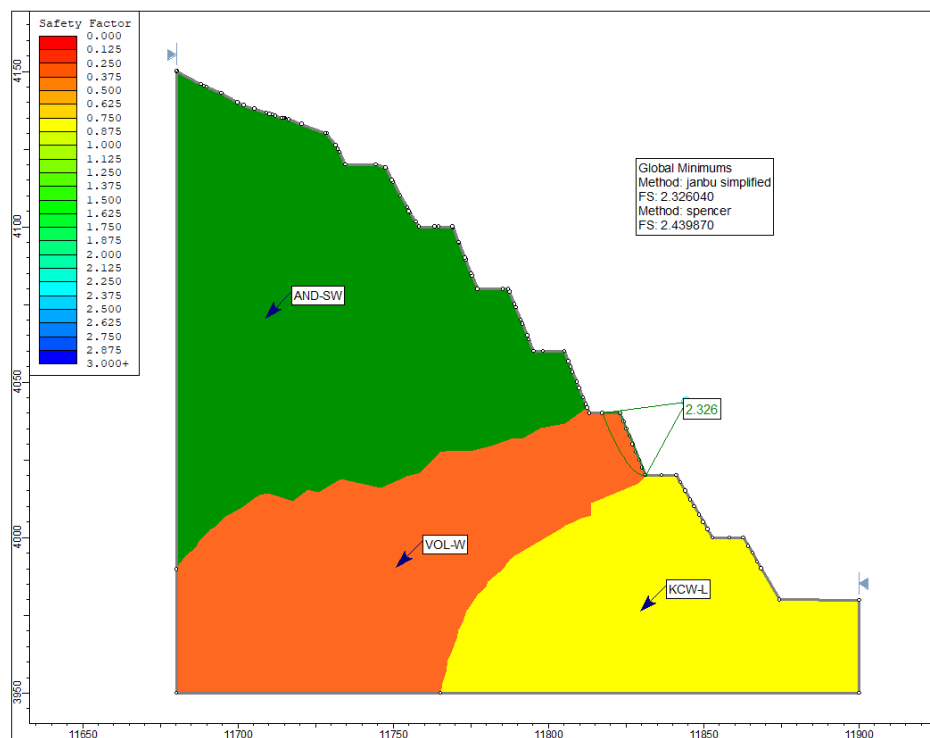


Figura. 4.3: FS del diseño conservador en la sección 1 utilizando el software Slide versión 6.0

Fuente: Elaboración propia

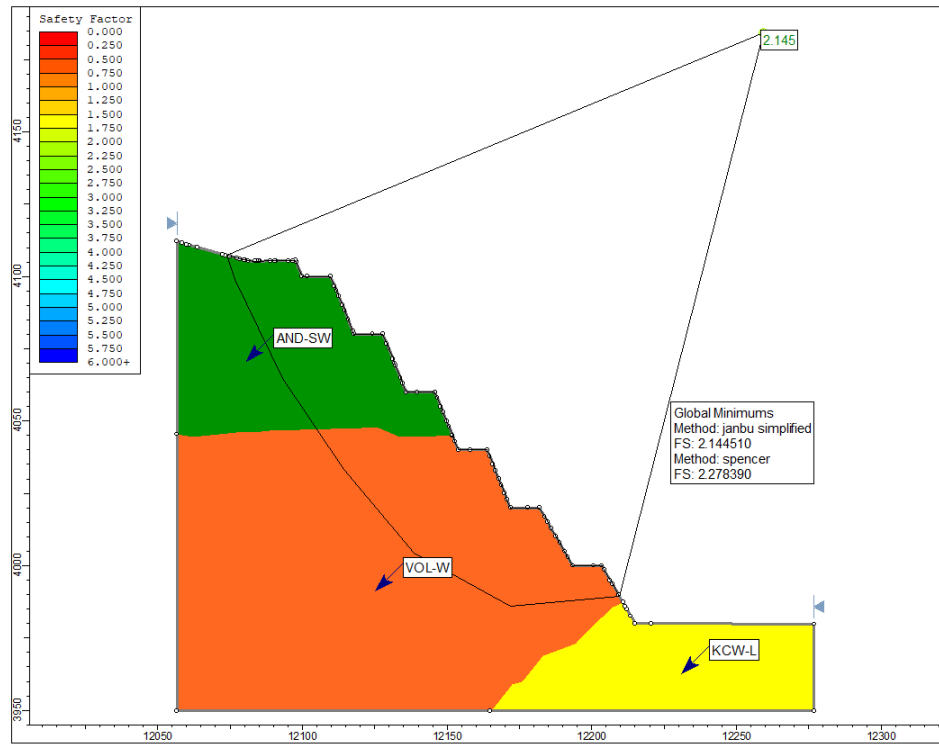


Figura. 4.4: FS del diseño conservador en la sección 2  
utilizando el software Slide versión 6.0  
Fuente: Elaboración propia

***Resultados económicos del diseño conservador***

Se realizaron cortes mensuales de 400 kt de material aproximadamente en el sector oeste, basado en el diseño conservador, modelo de bloques del 2018 y costos de la Tabla 3.2. (Ver ANEXO N°2.3)

*Tabla 4.3: Supuestos del diseño conservador*

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20
Precio de Au	\$/oz rec.	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250
Precio de Ag	\$/oz rec.	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50
Cargo por transporte y refinado	\$/oz rec.	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078
Centromin royalty	%	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
world gold council fee	\$/oz rec.	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Impuesto a la renta	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.4: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño conservador

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20
Onzas rec de Au lixiviadas	KOz rec				-	-	-	1.03	0.95	3.01	4.39	7.21	1.92	0.74
Onzas rec de Ag lixiviadas	KOz rec				-	-	-	1.59	3.31	5.89	4.33	9.29	7.49	3.19
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	1,311	1,236	3,863	5,558	9,168	2,518	975
CM	('000 \$)	1,080	1,257	1,288	1,194	1,274	1,224	1,221	1,217	1,000	400	-	-	-
CP	('000 \$)	-	-	-	332	265	540	805	1,406	657	363	-	-	-
CT	('000 \$)	-	-	-	48	40	79	115	203	96	53	-	-	-
G&A	('000 \$)	-	-	-	155	129	257	376	661	314	172	-	-	
costo de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	5	5	16	23	37	10	4

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.5: Estado de pérdidas y ganancias del diseño conservador

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	1,311	1,236	3,863	5,558	9,168	2,518	975
CM+CP+CT	('000 \$)	1,080	1,257	1,288	1,574	1,579	1,843	2,142	2,826	1,754	815	-	-	-
<b>Utilidad Bruta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,080</b>	<b>-1,257</b>	<b>-1,288</b>	<b>-1,574</b>	<b>-1,579</b>	<b>-1,843</b>	<b>-831</b>	<b>-1,590</b>	<b>2,109</b>	<b>4,743</b>	<b>9,168</b>	<b>2,518</b>	<b>975</b>
G&A	('000 \$)	-	-	-	155	129	257	376	661	314	172	-	-	-
Gastos de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	5	5	16	23	37	10	4
Centromin royalty	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	33	31	97	139	229	63	24
<b>Utilidad Operativa</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,080</b>	<b>-1,257</b>	<b>-1,288</b>	<b>-1,730</b>	<b>-1,709</b>	<b>-2,100</b>	<b>-1,245</b>	<b>-2,287</b>	<b>1,682</b>	<b>4,409</b>	<b>8,901</b>	<b>2,445</b>	<b>947</b>
Gastos Financieros	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>UAI</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,080</b>	<b>-1,257</b>	<b>-1,288</b>	<b>-1,730</b>	<b>-1,709</b>	<b>-2,100</b>	<b>-1,245</b>	<b>-2,287</b>	<b>1,682</b>	<b>4,409</b>	<b>8,901</b>	<b>2,445</b>	<b>947</b>
Impuesto Renta	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	505	1,323	2,670	734	284
<b>Utilidad Neta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,080</b>	<b>-1,257</b>	<b>-1,288</b>	<b>-1,730</b>	<b>-1,709</b>	<b>-2,100</b>	<b>-1,245</b>	<b>-2,287</b>	<b>1,178</b>	<b>3,086</b>	<b>6,231</b>	<b>1,712</b>	<b>663</b>

Fuente: Elaboración propia

Se actualizó todas los ingresos y egresos a diciembre del 2018.

Tabla 4.6: Flujo de caja económico del diseño conservador en miles de dólares.

	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20
<b>INGRESOS</b>													
Ventas	0	0	0	0	0	0	1,311	1,236	3,863	5,558	9,168	2,518	975
<b>TOTAL</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>1,311</b>	<b>1,236</b>	<b>3,863</b>	<b>5,558</b>	<b>9,168</b>	<b>2,518</b>	<b>975</b>
<b>EGRESOS</b>													
Costos	1,080	1,257	1,288	1,574	1,579	1,843	2,142	2,826	1,754	815	0	0	0
Gastos Admin. + gasto de ventas	0	0	0	155	129	257	414	697	426	334	267	73	28
Impuestos	0	0	0	0	0	0	0	0	505	1,323	2,670	734	284
<b>TOTAL</b>	<b>1,080</b>	<b>1,257</b>	<b>1,288</b>	<b>1,730</b>	<b>1,709</b>	<b>2,100</b>	<b>2,556</b>	<b>3,523</b>	<b>2,685</b>	<b>2,472</b>	<b>2,937</b>	<b>806</b>	<b>312</b>
<b>SALDO CAJA</b>	<b>-1,080</b>	<b>-1,257</b>	<b>-1,288</b>	<b>-1,730</b>	<b>-1,709</b>	<b>-2,100</b>	<b>-1,245</b>	<b>-2,287</b>	<b>1,178</b>	<b>3,086</b>	<b>6,231</b>	<b>1,712</b>	<b>663</b>
VPN (10% anual)	-401												
TIR	0%												
B/C	0.98												

Fuente: Elaboración propia



#### 4.1.2. Propuesta de diseño con IRA incrementado

Como los factores de seguridad en las secciones 1 y 2 del diseño conservador estaban por encima de lo mínimo aceptable en condiciones estáticas (Figuras 4.3 y 4.4, Tabla 2.3), se evaluó el empinar los taludes elevando el ángulo interrampa (IRA) (de 42.88° parte baja y 48° parte alta según la Tabla 4.1 a 60°) y con ello comparar ambas alternativas.

Considerando las mismas secciones que en la Figura 3.1 se sacaron perfiles comparativos entre en diseño conservador versus diseño con IRA incrementado y se evaluó el FS.

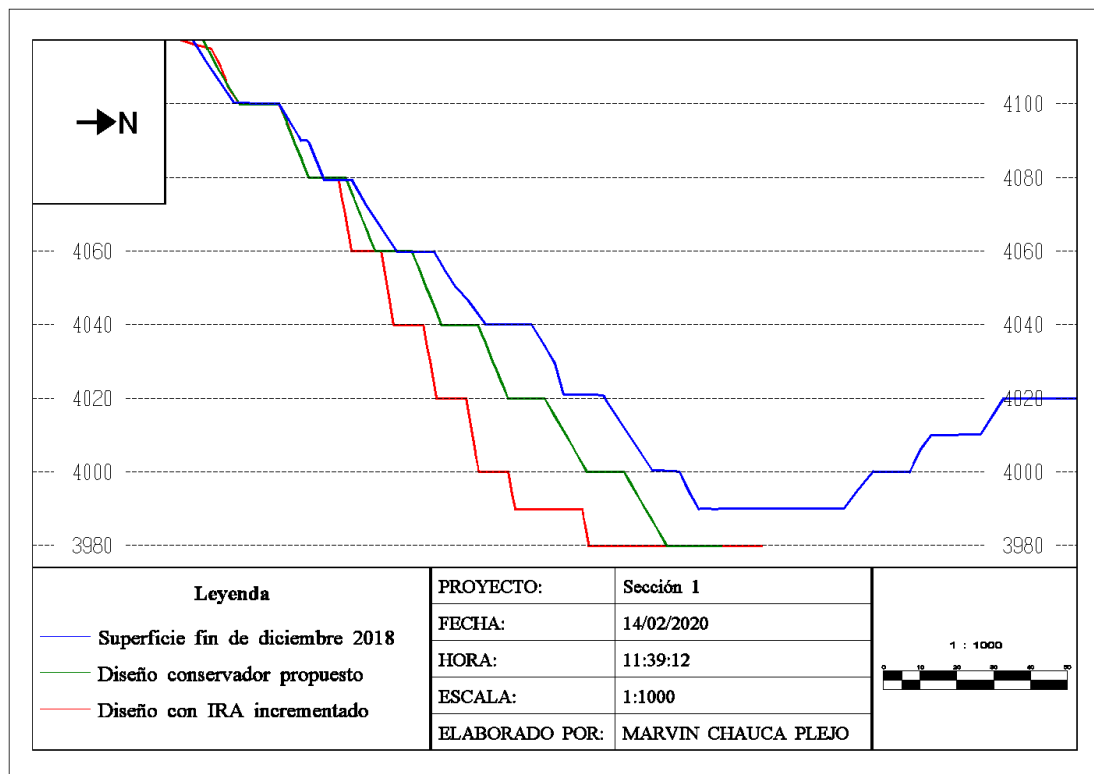


Figura. 4.5: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018, diseño conservador y diseño con IRA incrementado en la sección 1, utilizando el software MineSight ® versión 8.10

Fuente: Elaboración propia

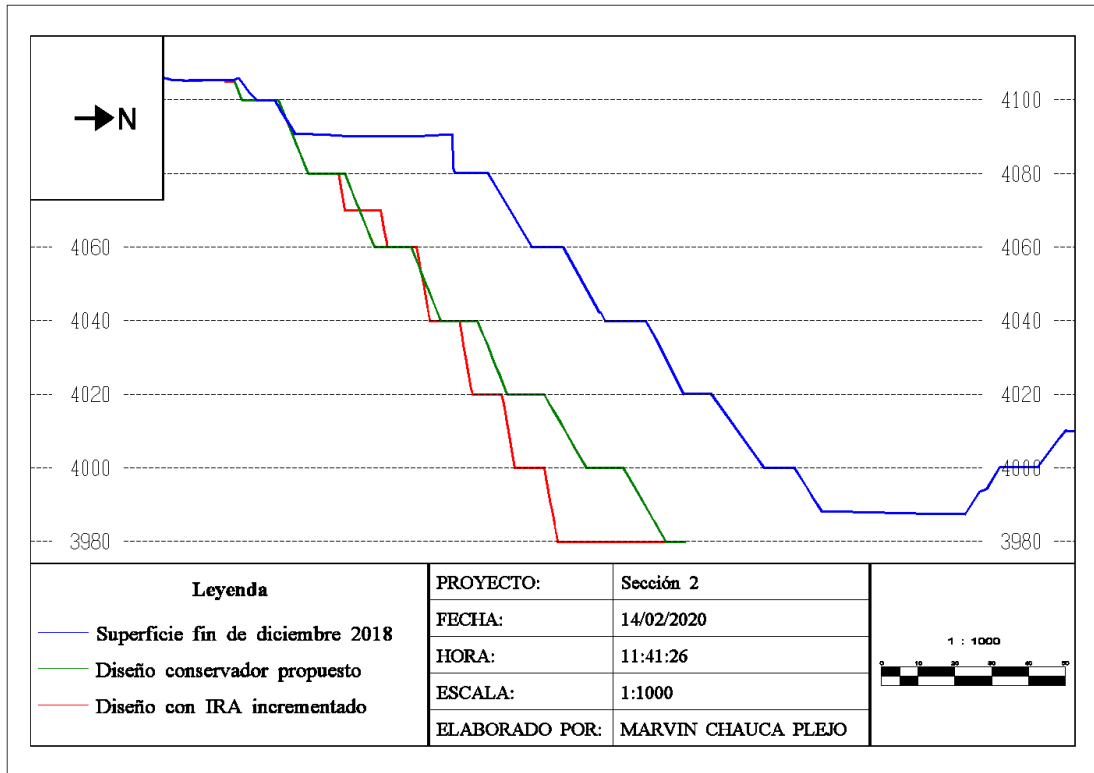


Figura. 4.6: Vista en perfil de la superficie a finales del 2018 diseño conservador y diseño con IRA incrementado en la sección 2, utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia

**Factores de seguridad con el diseño de IRA incrementado**

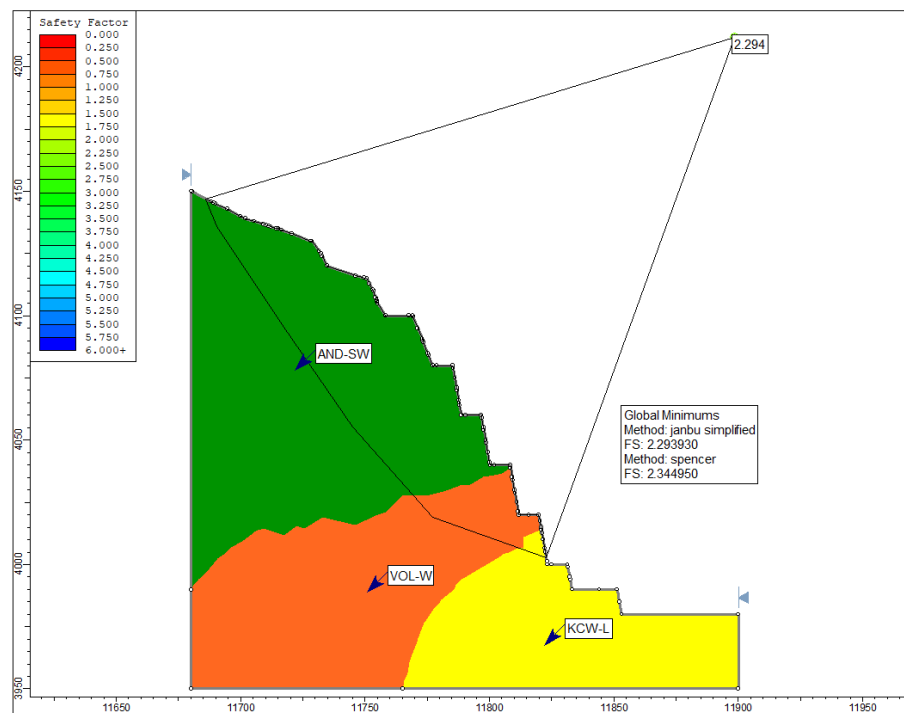


Figura. 4.7: FS del diseño con IRA incrementado en la sección 1 utilizando el software Slide versión 6.0  
 Fuente: Elaboración propia

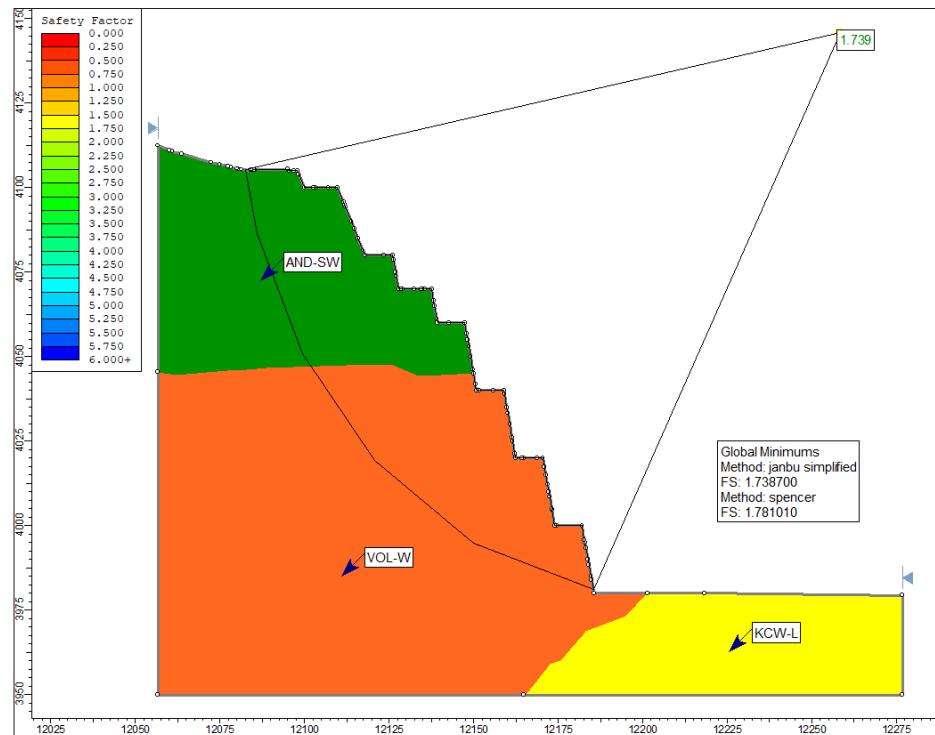


Figura. 4.8: FS del diseño con IRA incrementado en la sección 2, utilizando el software Slide versión 6.0

Fuente: Elaboración propia

**Resultados del diseño con IRA incrementado:**

Se realizaron cortes mensuales de 400 kt de material aproximadamente en el sector oeste, basado en el diseño con IRA incrementado, modelo de bloques del 2018 y costos de la Tabla 3.2. (Ver ANEXO N°2.4)

*Tabla 4.7: Supuestos del diseño con IRA incrementado*

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20	Feb-20
Precio de Au	\$/oz rec.	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250
Precio de Ag	\$/oz rec.	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50	16.50
Cargo por transporte y refinado	\$/oz rec.	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078
Centromin royalty	%	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
world gold council fee	\$/oz rec.	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Impuesto a la renta	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.8: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño con IRA incrementado

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20	Feb-20
Onzas rec de Au lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0.95	2.99	1.95	4.87	3.75	6.46	3.36	4.34
Onzas rec de Ag lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0.61	5.23	5.27	13.03	6.80	11.48	4.31	11.24
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	1,201	3,822	2,525	6,300	4,796	8,266	4,269	5,610
CM	('000 \$)	1,135	1,222	1,296	1,244	1,207	1,272	1,223	1,230	1,219	1,215	1,246	-	-	-
CP	('000 \$)	-	-	-	100	686	522	994	812	1,166	653	1,376	-	-	-
CT	('000 \$)	-	-	-	14	100	77	148	118	169	94	199	-	-	-
G&A	('000 \$)	-	-	-	47	325	250	481	384	550	306	649.77	-	-	-
costo de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	5	15	10	25	19	33	17	22

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.9: Estado de pérdidas y ganancias del diseño con IRA incrementado

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20	Feb-20
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	1,201	3,822	2,525	6,300	4,796	8,266	4,269	5,610
CM+CP+CT	('000 \$)	1,135	1,222	1,296	1,358	1,993	1,871	2,365	2,160	2,554	1,962	2,821	-	-	-
<b>Utilidad Bruta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,135</b>	<b>-1,222</b>	<b>-1,296</b>	<b>-1,358</b>	<b>-1,993</b>	<b>-1,871</b>	<b>-1,163</b>	<b>1,662</b>	<b>-29</b>	<b>4,338</b>	<b>1,975</b>	<b>8,266</b>	<b>4,269</b>	<b>5,610</b>
G&A	('000 \$)	-	-	-	47	325	250	481	384	550	306	650	-	-	-
Gastos de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	5	15	10	25	19	33	17	22
Centromin royalty	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	30	96	63	157	120	207	107	140
<b>Utilidad Operativa</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,135</b>	<b>-1,222</b>	<b>-1,296</b>	<b>-1,405</b>	<b>-2,319</b>	<b>-2,121</b>	<b>-1,679</b>	<b>1,166</b>	<b>-653</b>	<b>3,849</b>	<b>1,186</b>	<b>8,025</b>	<b>4,145</b>	<b>5,447</b>
Gastos Financieros	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>UAI</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,135</b>	<b>-1,222</b>	<b>-1,296</b>	<b>-1,405</b>	<b>-2,319</b>	<b>-2,121</b>	<b>-1,679</b>	<b>1,166</b>	<b>-653</b>	<b>3,849</b>	<b>1,186</b>	<b>8,025</b>	<b>4,145</b>	<b>5,447</b>
Impuesto Renta	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	350	-	1,155	356	2,408	1,243	1,634
<b>Utilidad Neta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,135</b>	<b>-1,222</b>	<b>-1,296</b>	<b>-1,405</b>	<b>-2,319</b>	<b>-2,121</b>	<b>-1,679</b>	<b>816</b>	<b>-653</b>	<b>2,694</b>	<b>830</b>	<b>5,618</b>	<b>2,901</b>	<b>3,813</b>

Fuente: Elaboración propia

Se actualizó todas los ingresos y egresos a diciembre del 2018.

Tabla 4.10: Flujo de caja económico del diseño con IRA incrementado en miles de dólares.

	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20	Feb-20
<b>INGRESOS</b>														
Ventas	0	0	0	0	0	0	1,201	3,822	2,525	6,300	4,796	8,266	4,269	5,610
<b>TOTAL</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>1,201</b>	<b>3,822</b>	<b>2,525</b>	<b>6,300</b>	<b>4,796</b>	<b>8,266</b>	<b>4,269</b>	<b>5,610</b>
<b>EGRESOS</b>														
Costos	1,135	1,222	1,296	1,358	1,993	1,871	2,365	2,160	2,554	1,962	2,821	0	0	0
Gastos Admin. + gasto de ventas	0	0	0	47	325	250	516	495	624	489	789	240	124	163
Impuestos	0	0	0	0	0	0	0	350	0	1,155	356	2,408	1,243	1,634
<b>TOTAL</b>	<b>1,135</b>	<b>1,222</b>	<b>1,296</b>	<b>1,405</b>	<b>2,319</b>	<b>2,121</b>	<b>2,880</b>	<b>3,006</b>	<b>3,178</b>	<b>3,606</b>	<b>3,966</b>	<b>2,648</b>	<b>1,367</b>	<b>1,797</b>
<b>SALDO CAJA</b>	<b>-1,135</b>	<b>-1,222</b>	<b>-1,296</b>	<b>-1,405</b>	<b>-2,319</b>	<b>-2,121</b>	<b>-1,679</b>	<b>816</b>	<b>-653</b>	<b>2,694</b>	<b>830</b>	<b>5,618</b>	<b>2,901</b>	<b>3,813</b>
VPN (10% anual)	3,750													
TIR	5%													
B/C	1.13													

Fuente: Elaboración propia

***Cambio de voladura masiva a voladura controlada con el diseño de IRA incrementado***

En marzo del 2019 se efectuó los registros de onda elemental en el talud oeste de la mina ABC, para el desarrollo del estudio se ha utilizado la medición de campo cercano en roca de tipo Andesita.

La finalidad de estas mediciones fueron capturar la onda elemental de un taladro estándar y confinado para efectos de simular mediante el principio de superposición de ondas, el tiempo entre taladros que minimice el efecto de la vibración en el talud.

A pedido del área de operaciones mina se modificó el diseño de IRA incrementado, en lugar de usar BFA de 80° pasar a usar un BFA de 90° conservando el IRA de 60°, con el objetivo de obtener un BFA promedio en el rango de 70° a 90°.

***Diseño de malla de perforación propuesto para el diseño con IRA incrementado (Ver ANEXO N°2.5)***

Las consideraciones de carga explosiva y separación de taladros (distancias) de buffer se originan del criterio de daño estimado y halos de daño para el sector oeste de la mina ABC. Los parámetros de malla de perforación de producción preexistentes se han mantenido (5.6 m x 6.5 m) y el espaciamiento de pre cortes a doble banco se mantiene a 1.0 m.

Como se trabajarán en bancos de 20 m en el sector oeste de la mina ABC, se ha dividido los parámetros en banco superior (corresponde a los primeros 10 m de trabajo) y banco inferior (corresponde a los siguientes 10 m de trabajo para completar el doble banco).



*Tabla 4.11: Parámetros de perforación para el banco superior del sector oeste de la mina ABC.*

Descripción	Unid.	Buff 1	Buff 2	Prod 1	Prod 2
Diámetro del taladro	mm	200	200	251	251
Profundidad del taladro	m	10.5	10.5	11.0	11.0
Angulo del taladro	°	90	90	90	90
Distancia del collar a la cresta	m	1.8	6.3	11.9	17.5
Distancia del collar al pie del talud	m	1.8	6.3	11.9	17.5
Distancia del pie del taladro al talud	m	1.8	6.3	11.9	17.5
Burden	m	4.50	5.63	5.63	5.63
Espaciamiento	m	5.20	6.50	6.50	6.50
Angulo del talud	°	90	90	90	90

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 4.12: Parámetros de voladura para el banco inferior del sector oeste de la mina ABC.*

Descripción	Unid.	Buff 1	Buff 2	Prod 1	Prod 2
Densidad del explosivo	gr/cm <sup>3</sup>	1.15	1.15	1.15	1.15
Carga media	Kg	115.6	162.6	341.4	341.4
Altura de carga	m	3.2	4.5	6.0	6.0
Altura de taco	m	3.8	4.0	5.0	5.0
Cámara de aire	m	3.5	2.0	0.0	0.0
Consumo específico	Kg/m <sup>3</sup>	0.49	0.44	0.93	0.93

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 4.13: Parámetros de perforación para el banco superior del sector oeste de la mina ABC.*

Descripción	Unid.	Buff 1	Buff 2	Prod 1	Prod 2
Diámetro del taladro	mm	200	200	251	251
Profundidad del taladro	m	10.0	10.0	10.5	11.0
Angulo del taladro	°	90	90	90	90
Distancia del collar a la cresta	m	3.5	8.0	13.6	19.2
Distancia del collar al pie del talud	m	3.5	8.0	13.6	19.2
Distancia del pie del taladro al talud	m	3.5	8.0	13.6	19.2
Burden	m	4.50	5.63	5.63	5.63
Espaciamiento	m	5.20	6.50	6.50	6.50
Angulo del talud	°	90	90	90	90

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 4.14: Parámetros de voladura para el banco inferior del sector oeste de la mina ABC.*

Descripción	Unid.	Buff 1	Buff 2	Prod 1	Prod 2
Densidad del explosivo	gr/cm <sup>3</sup>	1.15	1.15	1.15	1.15
Carga media	Kg	166.2	180.6	313.0	341.4
Altura de carga	m	4.6	5.0	5.5	6.0
Altura de taco	m	3.8	4.0	5.0	5.0
Cámara de aire	m	1.6	1.0	0.0	0.0
Consumo específico	Kg/m <sup>3</sup>	0.71	0.49	0.86	0.93

Fuente: Elaboración propia

## 4.2. Resultados obtenidos después de la puesta en marcha del proyecto de IRA incrementado.

A partir del 18 de marzo del 2019 se efectúa los cambios de voladura masiva a voladura controlada en pre-corte según el estudio realizado, primero se dispara los taladros de pre-corte y posteriormente los de buffer y producción.

### 4.2.1. Resultados en Factor de seguridad (FS)

El diseño puesto en marcha con el IRA incrementado a  $60^\circ$  se muestra en la Figura 4.9, la zona delimitada en azul es el más representativa por el minado y posterior empinamiento de taludes realizado, debido a que en este sector se hallaba la mayor cantidad de mineral lixiviable según el modelo de bloques, también como se tuvo la directiva de realizar operaciones mineras hasta un máximo de finales de agosto del 2019 se priorizo este sector.

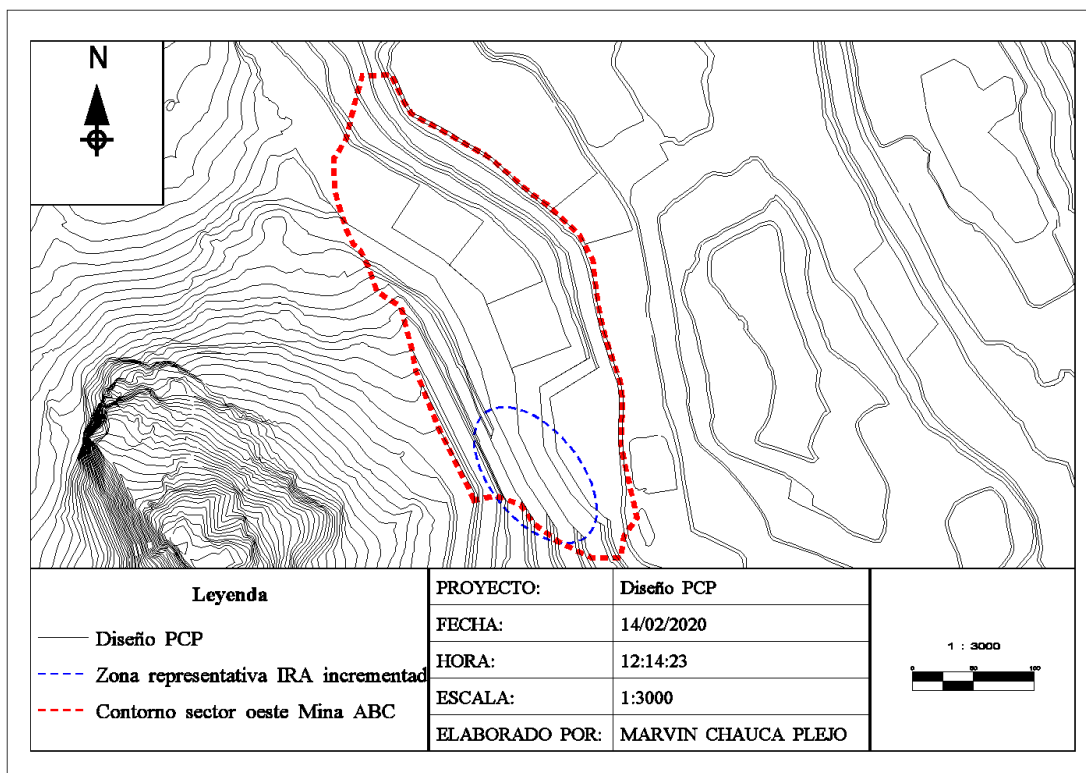


Figura. 4.9: Diseño con IRA incrementado seguido por Planeamiento a Corto Plazo, utilizando el software MineSight ® versión 8.10

Fuente: Elaboración propia

De la porción sur delimitada en la Figura 4.9 se consideró tres secciones (A, B y C) perpendiculares al diseño en el punto medio, para evaluar la estabilidad obtenida por ser el sector con mayor empinamiento de taludes.

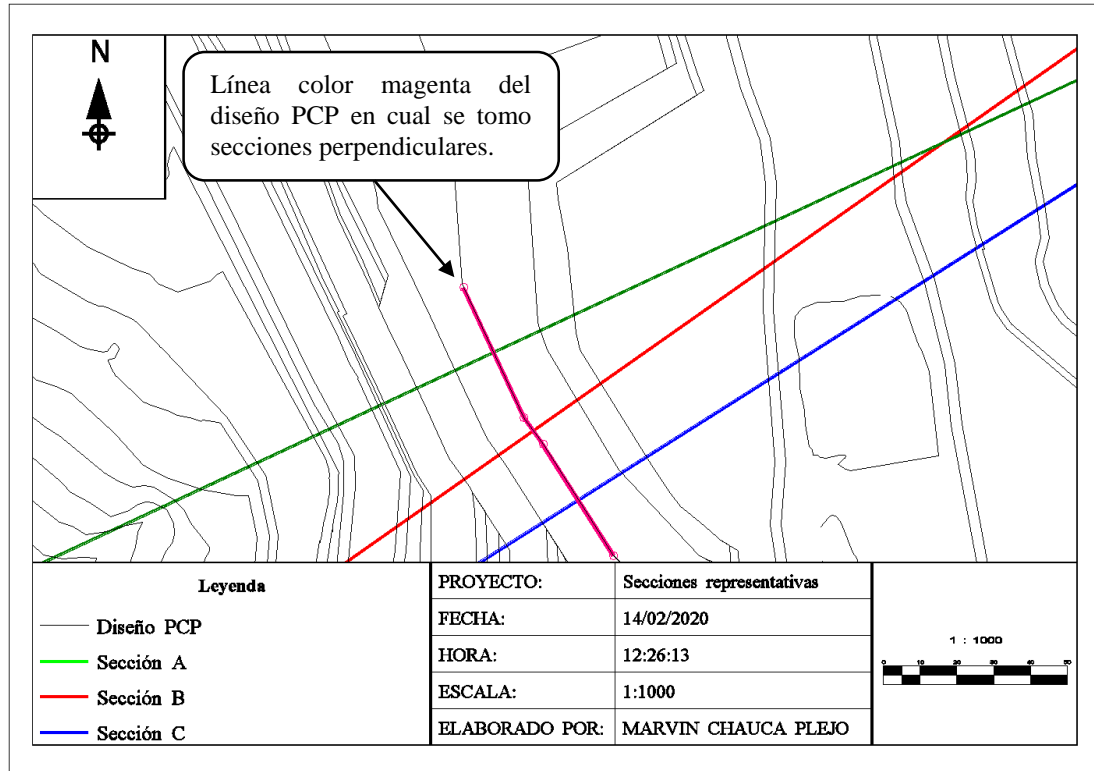


Figura. 4.10: Secciones representativas en el diseño seguido con IRA incrementado, utilizando el software MineSight ® versión 8.10

Fuente: Elaboración propia

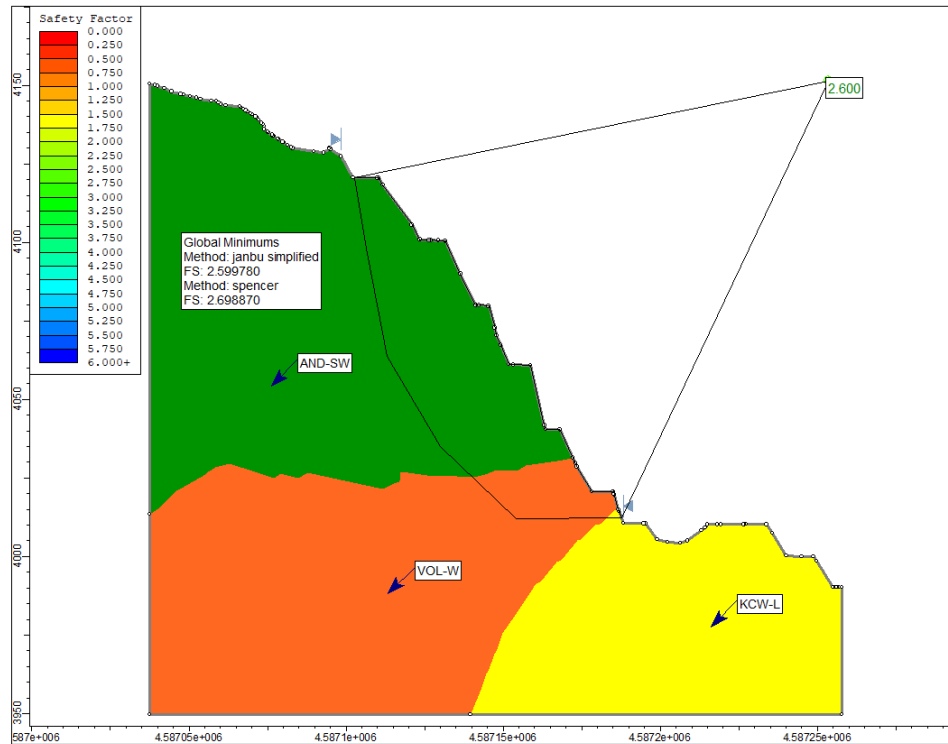


Figura. 4.11: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección A, utilizando el software Slide versión 6.0

Fuente: Elaboración propia

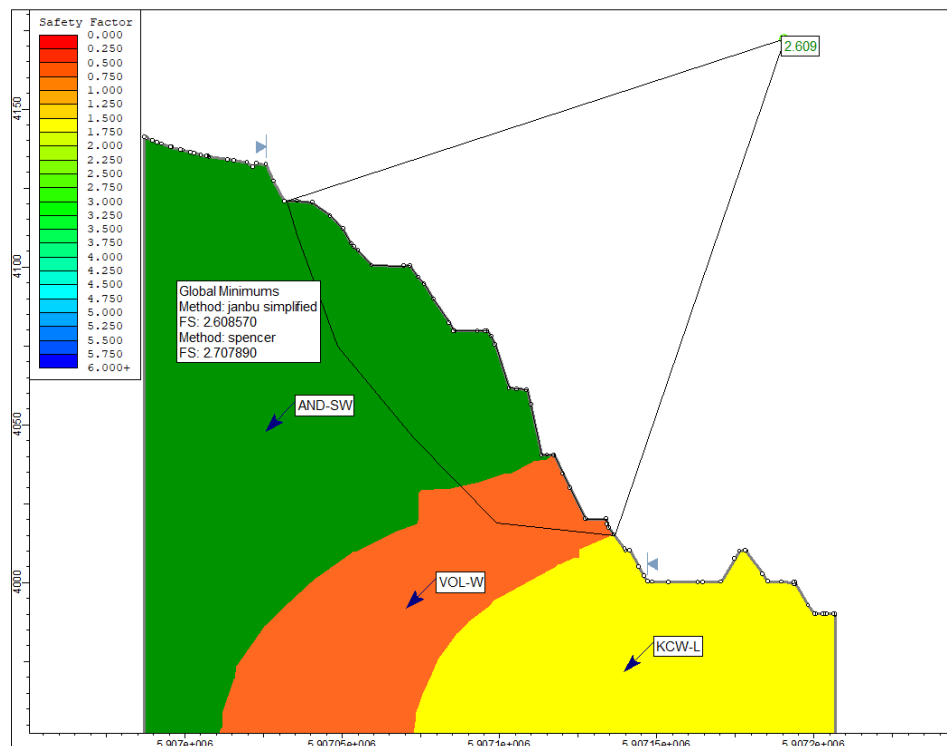


Figura. 4.12: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección B, utilizando el software Slide versión 6.0

Fuente: Elaboración propia

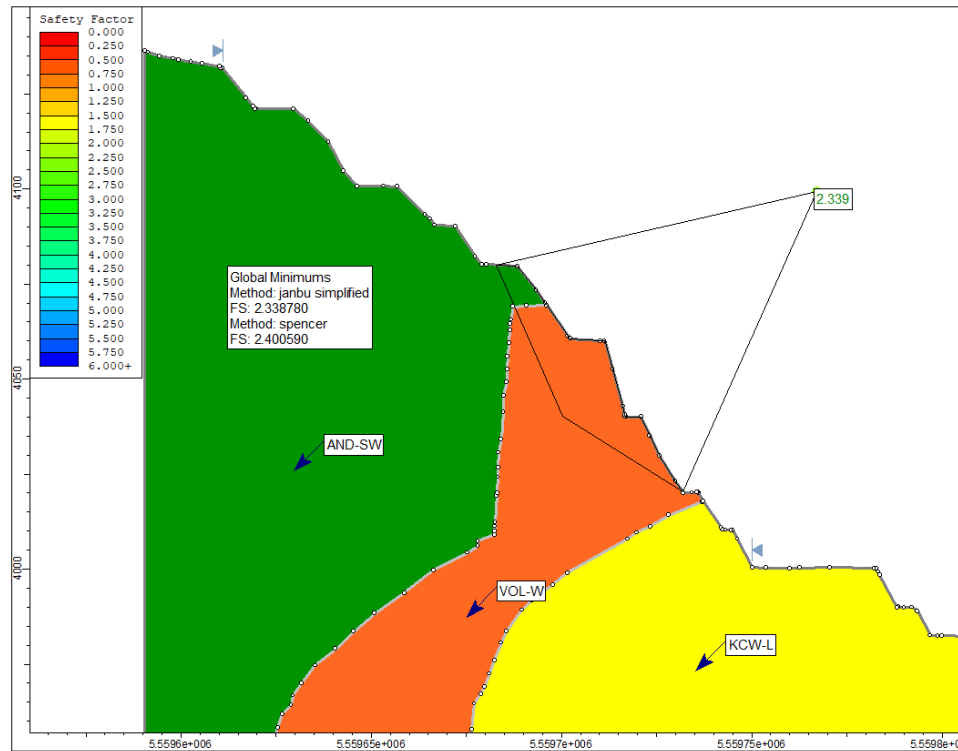


Figura. 4.13: FS de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en la sección C, utilizando el software Slide versión 6.0  
Fuente: Elaboración propia

## 4.2.2. Resultados en Voladura de rocas

### *Análisis comparativo entre IRA real vs de diseño*

Considerando las mismas secciones que la Figura 4.10 se realizó un análisis comparativo entre el IRA real de la puesta en marcha versus el diseño el diseño con IRA incrementado.

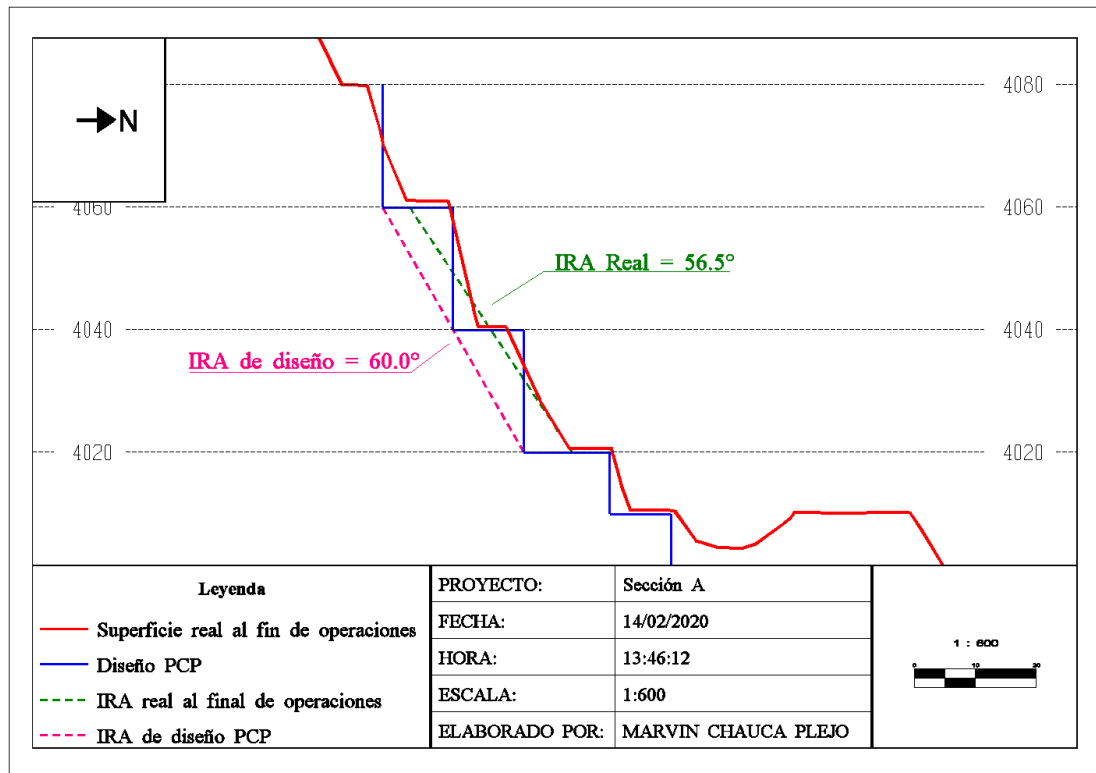


Figura. 4.14: IRA real vs de diseño en la sección A, utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
Fuente: Elaboración propia

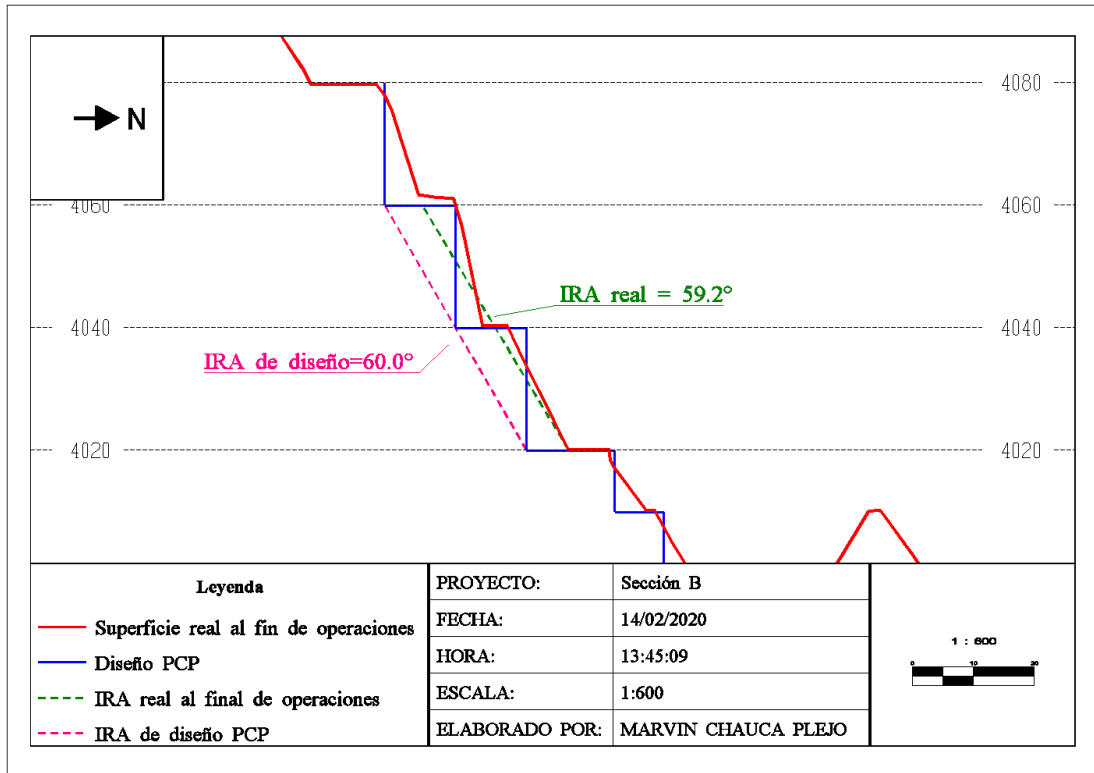


Figura. 4.15: IRA real vs de diseño en la sección B, utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia

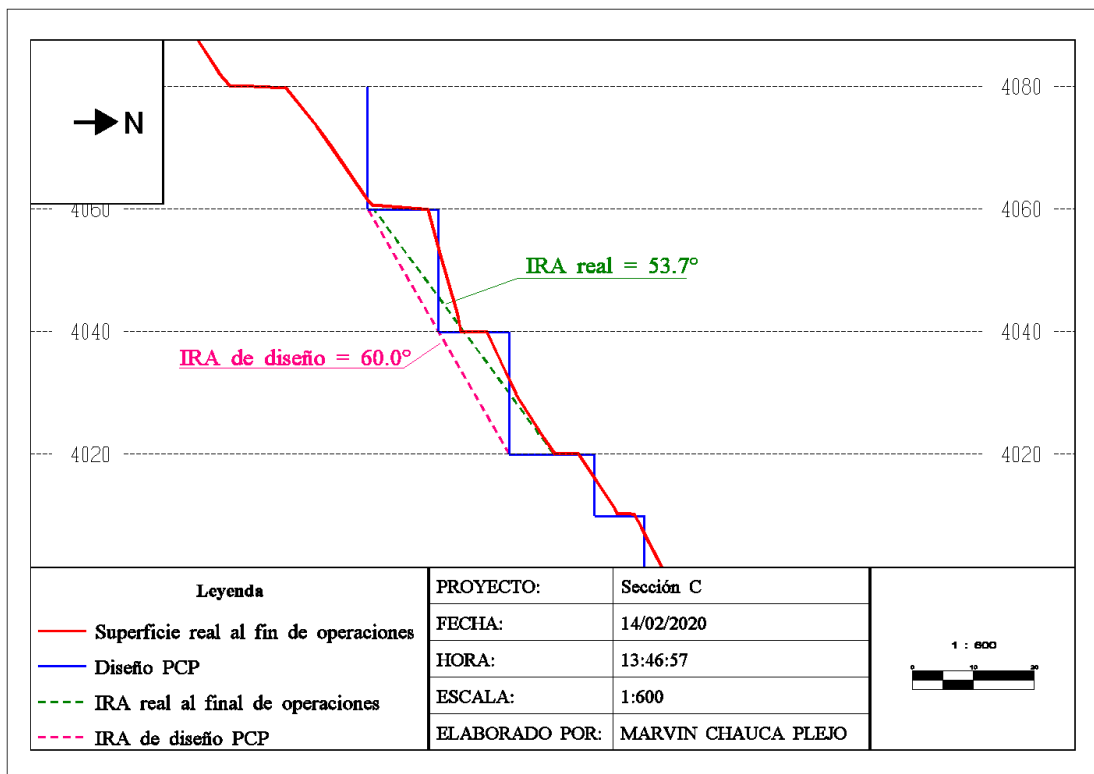


Figura. 4.16: IRA real vs de diseño en la sección C, utilizando el software MineSight ® versión 8.10  
 Fuente: Elaboración propia



### *Análisis del BFA*

*Considerando banco de 10m (simple)*

Se tomaron secciones perpendiculares al diseño con IRA incrementado seguido Planeamiento a corto plazo (Figura 4.9) espaciadas a 10 m con base en los niveles 4060, 4040, 4020, 4010 y 4000 obteniendo 117 datos:

*Tabla 4.15: Resultados estadísticos del BFA a banco simple con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Intervalos	Frecuencia absoluta	Marca de clase	Frecuencia acumulada	% Frecuencia acumulada
[85°-95°]	0	90	0	0%
[75°-85°]	22	80	22	19%
[65°-75°]	50	70	72	62%
[55°-65°]	37	60	109	93%
[45°-55°]	8	50	117	100%

Fuente: Elaboración propia

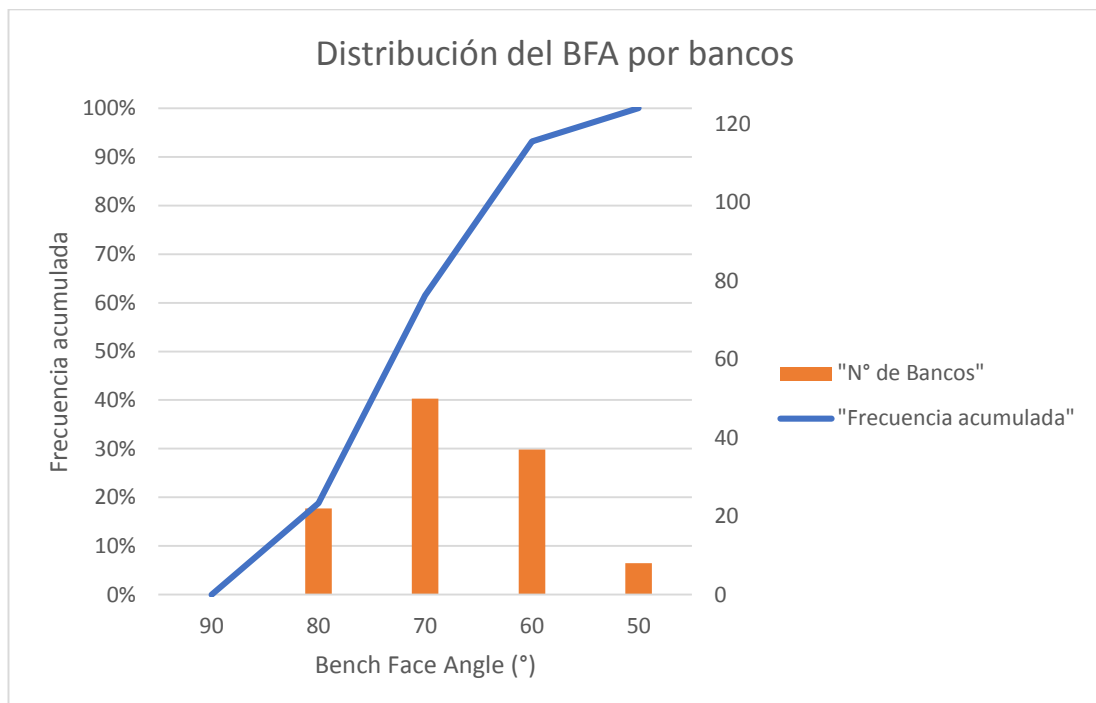


Figura. 4.17: Distribución estadística del BFA a banco simple, con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC

Fuente: Elaboración propia

*Considerando banco de 20m (doble)*

Se tomaron secciones perpendiculares al diseño con IRA incrementado seguido Planeamiento a corto plazo (Figura 4.9) espaciadas a 10 m con base en los niveles 4060, 4040 y 4020 obteniendo 43 datos:

*Tabla 4.16: Resultados estadísticos del BFA a banco doble con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Intervalos	Frecuencia absoluta	Marca de clase	Frecuencia acumulada	% Frecuencia acumulada
[85-95]	0	90	0	0%
[75-85]	9	80	9	21%
[65-75]	20	70	29	67%
[55-65]	14	60	43	100%
[45-55]	0	50	43	100%

Fuente: Elaboración propia

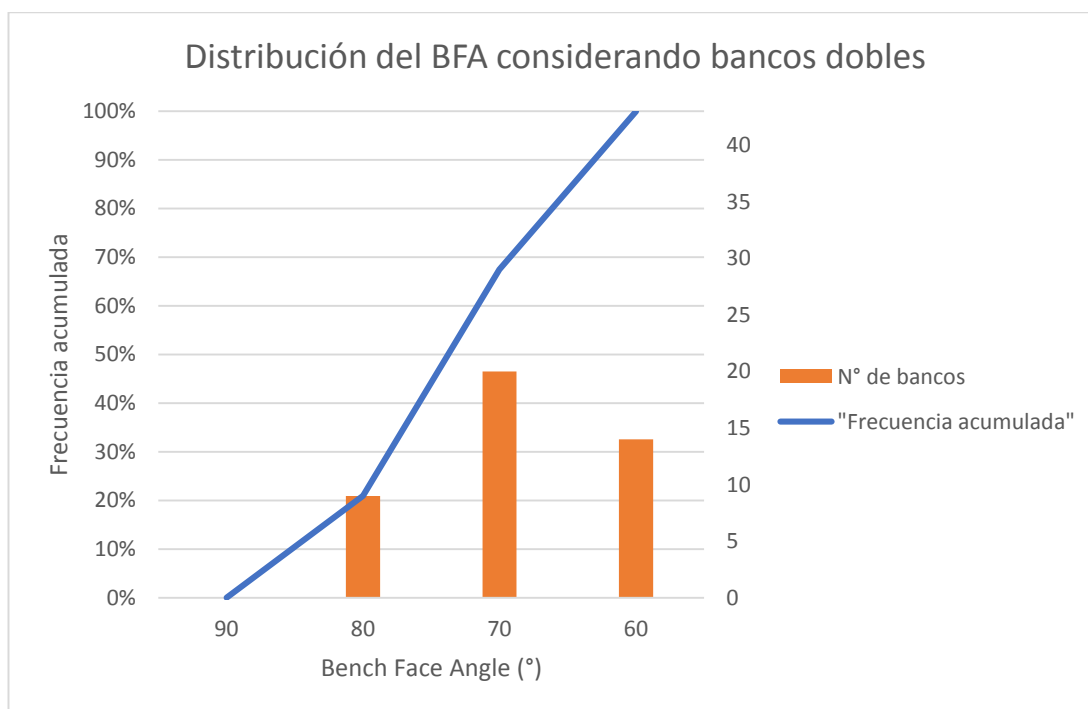


Figura. 4.18: Distribución estadística del BFA a banco doble, con la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC

Fuente: Elaboración propia

### **4.2.3. Resultados económicos finales**

Tomando en cuenta el periodo de lixiviación de mineral en la mina ABC de 90 días, se evaluó los datos obtenidos con la puesta en marcha el proyecto con IRA incrementado y el escenario si se hubiese seguido con el diseño conservador en el sector oeste de la mina ABC.

De manera mensual en base al modelo de corto plazo de la mina ABC, se obtuvo datos de tonelaje de mineral, desmonte, tipos de mineral, onzas de Au - Ag contenidas y recuperables.

Los ingresos mensuales se generaron en base al periodo de lixiviación de 90 días (si nuestro periodo de trabajo es marzo usamos los precios de junio debido a que nuestro mineral recién aportará al ingreso cuando concluya su periodo de 90 días de lixiviación) y los precios de Au – Ag a fines de cada mes durante el 2019.

***Resultados económicos de la puesta en marcha del proyecto con el diseño con IRA incrementado***

Se utilizó el modelo de bloques de corto plazo (polígonos reales de mineral y desmonte), costos de la Tabla 3.2, topografías de avance mensuales de avance en el sector oeste y precios reales de Au y Ag durante el 2019. (Ver ANEXO N°2.6)

*Tabla 4.17: Supuestos del diseño con IRA incrementado con precios reales de Au y Ag*

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
Precio de Au	\$/oz rec.	1,323	1,319	1,295	1,282	1,281	1,409	1,428	1,528	1,485	1,511	1,460
Precio de Ag	\$/oz rec.	16	16	15	15	14	15	16	18	17	18	17
Cargo por transporte y refinado	\$/oz rec.	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078
Centromin royalty	%	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
world gold council fee	\$/oz rec.	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Impuesto a la renta	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 4.18: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado*

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
Onzas rec de Au lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0.04	0.03	0.23	1.84	2.32
Onzas rec de Ag lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0.05	0.02	0.55	7.04	10.55
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	60	52	358	2,913	3,560
CM	('000 \$)	229	752	725	1,160	843	1,417	689	376	-	-	-
CP	('000 \$)	-	-	-	18	16	69	452	588	-	-	-
CT	('000 \$)	-	-	-	3	2	10	67	88	-	-	-
G&A	('000 \$)	-	-	-	8	8	32	219	288			
costo de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	0	0	1	10	12

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.19: Estado de pérdidas y ganancias de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	60	52	358	2,913	3,560
CM+CP+CT	('000 \$)	229	752	725	1,181	862	1,495	1,207	1,052	-	-	-
<b>Utilidad Bruta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-229</b>	<b>-752</b>	<b>-725</b>	<b>-1,181</b>	<b>-862</b>	<b>-1,495</b>	<b>-1,147</b>	<b>-1,000</b>	<b>358</b>	<b>2,913</b>	<b>3,560</b>
G&A	('000 \$)	-	-	-	8	8	32	219	288	-	-	-
Gastos de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	0	0	1	10	12
Centromin royalty	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	2	1	9	73	89
<b>Utilidad Operativa</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-229</b>	<b>-752</b>	<b>-725</b>	<b>-1,189</b>	<b>-870</b>	<b>-1,528</b>	<b>-1,368</b>	<b>-1,290</b>	<b>348</b>	<b>2,831</b>	<b>3,459</b>
Gastos Financieros	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>UAI</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-229</b>	<b>-752</b>	<b>-725</b>	<b>-1,189</b>	<b>-870</b>	<b>-1,528</b>	<b>-1,368</b>	<b>-1,290</b>	<b>348</b>	<b>2,831</b>	<b>3,459</b>
Impuesto Renta	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	104	849	1,038
<b>Utilidad Neta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-229</b>	<b>-752</b>	<b>-725</b>	<b>-1,189</b>	<b>-870</b>	<b>-1,528</b>	<b>-1,368</b>	<b>-1,290</b>	<b>244</b>	<b>1,981</b>	<b>2,421</b>

Fuente: Elaboración propia

Se actualizó todas los ingresos y egresos a diciembre del 2019.

Tabla 4.20: Flujo de caja económico de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en miles de dólares.

	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
<b>INGRESOS</b>											
Ventas	0	0	0	0	0	0	60	52	358	2,913	3,560
<b>TOTAL</b>	0	0	0	0	0	0	60	52	358	2,913	3,560
<b>EGRESOS</b>											
Costos	229	752	725	1,181	862	1,495	1,207	1,052	0	0	0
Gastos Admin. + gasto de ventas	0	0	0	8	8	32	220	289	10	82	101
Impuestos	0	0	0	0	0	0	0	0	104	849	1,038
<b>TOTAL</b>	229	752	725	1,189	870	1,528	1,428	1,342	115	932	1,139
<b>SALDO CAJA</b>	-229	-752	-725	-1,189	-870	-1,528	-1,368	-1,290	244	1,981	2,421
VPN (10% anual)	-2,947										
TIR	-10%										
B/C	0.70										

Fuente: Elaboración propia

#### **4.3. Resultados económicos hipotéticos del diseño conservador en base al tonelaje minado en el sector oeste de la mina ABC durante el 2019.**

En base al tonelaje minado durante el 2019 en el sector de estudio, se realizaron cortes mensuales hipotéticos al diseño conservador para ver los resultados económicos si hubiésemos seguido el diseño conservador de minado y con ello comparar los resultados obtenidos.



Se utilizó el modelo de bloques de corto plazo (polígonos reales de mineral y desmonte), costos de la Tabla 3.2, avance hipotético de avance mensual en el sector oeste y precios reales de Au y Ag durante el 2019. (Ver ANEXO N°2.7)

*Tabla 4.21: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño conservador con tonelaje minado el 2019*

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
Onzas rec de Au lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0	-	1	-	1
Onzas rec de Ag lixiviadas	KOz rec				-	-	-	0	-	4	-	4
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	71	-	1,832	-	1,893
CM	('000 \$)	230	751	727	1,162	841	1,401	707	395	-	-	-
CP	('000 \$)	-	-	-	18	-	358	-	215	-	-	-
CT	('000 \$)	-	-	-	3	-	53	-	32	-	-	-
G&A	('000 \$)	-	-	-	9	-	172	-	105			
costo de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	0	-	6	-	6

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.22: Estado de pérdidas y ganancias del diseño conservador con tonelaje minado el 2019

Descripción	Unid.	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
Ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	71	-	1,832	-	1,893
CM+CP+CT	('000 \$)	230	751	727	1,183	841	1,811	707	642	-	-	-
<b>Utilidad Bruta</b>	<b>('000 \$)</b>	-230	-751	-727	-1,183	-841	-1,811	-636	-642	1,832	-	1,893
G&A	('000 \$)	-	-	-	9	-	172	-	105	-	-	-
Gastos de ventas	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	0	-	6	-	6
Centromin royalty	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	2	-	46	-	47
<b>Utilidad Operativa</b>	<b>('000 \$)</b>	-230	-751	-727	-1,191	-841	-1,983	-638	-748	1,780	-	1,839
Gastos Financieros	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>UAI</b>	<b>('000 \$)</b>	-230	-751	-727	-1,191	-841	-1,983	-638	-748	1,780	-	1,839
Impuesto Renta	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	534	-	552
<b>Utilidad Neta</b>	<b>('000 \$)</b>	-230	-751	-727	-1,191	-841	-1,983	-638	-748	1,246	-	1,287

Fuente: Elaboración propia

Se actualizó todas los ingresos y egresos a diciembre del 2019.

Tabla 4.23: Flujo de caja económico del diseño conservador con tonelaje minado el 2019 en miles de dólares.

	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19
<b>INGRESOS</b>											
Ventas	0	0	0	0	0	0	71	0	1,832	0	1,893
<b>TOTAL</b>	0	0	0	0	0	0	71	0	1,832	0	1,893
<b>EGRESOS</b>											
Costos	230	751	727	1,183	841	1,811	707	642	0	0	0
Gastos Admin. + gasto de ventas	0	0	0	9	0	172	2	105	52	0	54
Impuestos	0	0	0	0	0	0	0	0	534	0	552
<b>TOTAL</b>	230	751	727	1,191	841	1,983	709	748	586	0	606
<b>SALDO CAJA</b>	-230	-751	-727	-1,191	-841	-1,983	-638	-748	1,246	0	1,287
VPN (10% anual)	-4,228										
TIR	-19%										
B/C	0.47										

Fuente: Elaboración propia

#### **4.4. Potencial no minado del sector oeste de la mina ABC**

Se realizaron cálculos económicos del potencial dejado en base al modelo de bloques del año 2019, un avance mensual de 400 kt de minado, costos de la Tabla 3.2 y precios estimados de Au y Ag.

Tabla 4.24: Supuestos del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro.

Descripción	Unid.	Ene-21	Feb-21	Mar-21	Abr-21	May-21	Jun-21	Jul-21	Ago-21	Set-21	Oct-21
Precio de Au	\$/oz rec.	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650	1,650
Precio de Ag	\$/oz rec.	17	17	17	17	17	17	17	17	17	17
Cargo por transporte y refinado	\$/oz rec.	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078	5.078
Centromin royalty	%	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
world gold council fee	\$/oz rec.	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Impuesto a la renta	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 4.25: Onzas recuperables luego del periodo de lixiviación, ventas, costo de minado, CP, CT, G&A y costo de ventas del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro*

Descripción	Unid.	Ene-21	Feb-21	Mar-21	Abr-21	May-21	Jun-21	Jul-21	Ago-21	Set-21	Oct-21
Onzas rec de Au lixiviadas	KOz rec				1	2	3	8	4	4	3
Onzas rec de Ag lixiviadas	KOz rec				2	6	7	12	7	13	6
Ventas	('000 \$)	-	-	-	1,069	3,263	4,722	12,905	6,385	7,449	5,559
CM	('000 \$)	989	1,221	1,219	1,225	1,195	1,184	831	-	-	-
CP	('000 \$)	64	610	611	1,542	1,401	1,510	1,076	-	-	-
CT	('000 \$)	9	88	89	222	200	217	154	-	-	-
G&A	('000 \$)	31	288	291	724	652	709	503	-		
costo de ventas	('000 \$)	-	-	-	3	10	14	40	20	23	17

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.26: Estado de pérdidas y ganancias del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro.

Descripción	Unid.	Ene-21	Feb-21	Mar-21	Abr-21	May-21	Jun-21	Jul-21	Ago-21	Set-21	Oct-21
Ventas	('000 \$)	-	-	-	1,069	3,263	4,722	12,905	6,385	7,449	5,559
CM+CP+CT	('000 \$)	1,062	1,919	1,919	2,989	2,796	2,911	2,061	-	-	-
<b>Utilidad Bruta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,062</b>	<b>-1,919</b>	<b>-1,919</b>	<b>-1,920</b>	<b>467</b>	<b>1,811</b>	<b>10,844</b>	<b>6,385</b>	<b>7,449</b>	<b>5,559</b>
G&A	('000 \$)	31	288	291	724	652	709	503	-	-	-
Gastos de ventas	('000 \$)	-	-	-	3	10	14	40	20	23	17
Centromin royalty	('000 \$)	-	-	-	27	82	118	323	160	186	139
<b>Utilidad Operativa</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,093</b>	<b>-2,207</b>	<b>-2,211</b>	<b>-2,674</b>	<b>-276</b>	<b>969</b>	<b>9,979</b>	<b>6,206</b>	<b>7,240</b>	<b>5,403</b>
Gastos Financieros	('000 \$)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>UAI</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,093</b>	<b>-2,207</b>	<b>-2,211</b>	<b>-2,674</b>	<b>-276</b>	<b>969</b>	<b>9,979</b>	<b>6,206</b>	<b>7,240</b>	<b>5,403</b>
Impuesto Renta	('000 \$)	-	-	-	-	-	291	2,994	1,862	2,172	1,621
<b>Utilidad Neta</b>	<b>('000 \$)</b>	<b>-1,093</b>	<b>-2,207</b>	<b>-2,211</b>	<b>-2,674</b>	<b>-276</b>	<b>679</b>	<b>6,985</b>	<b>4,344</b>	<b>5,068</b>	<b>3,782</b>

Fuente: Elaboración propia

Se actualizó todas los ingresos y egresos a enero del 2021.

Tabla 4.27: Flujo de caja económico del diseño con IRA incrementado como potencial a futuro en miles de dólares.

	Ene-21	Feb-21	Mar-21	Abr-21	May-21	Jun-21	Jul-21	Ago-21	Set-21	Oct-21
<b>INGRESOS</b>										
Ventas	0	0	0	1,069	3,263	4,722	12,905	6,385	7,449	5,559
<b>TOTAL</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>1,069</b>	<b>3,263</b>	<b>4,722</b>	<b>12,905</b>	<b>6,385</b>	<b>7,449</b>	<b>5,559</b>
<b>EGRESOS</b>										
Costos	1,062	1,919	1,919	2,989	2,796	2,911	2,061	0	0	0
Gastos Admin. + gasto de ventas	31	288	291	754	743	841	865	179	209	156
Impuestos	0	0	0	0	0	291	2,994	1,862	2,172	1,621
<b>TOTAL</b>	<b>1,093</b>	<b>2,207</b>	<b>2,211</b>	<b>3,743</b>	<b>3,539</b>	<b>4,043</b>	<b>5,920</b>	<b>2,041</b>	<b>2,381</b>	<b>1,777</b>
<b>SALDO CAJA</b>	<b>-1,093</b>	<b>-2,207</b>	<b>-2,211</b>	<b>-2,674</b>	<b>-276</b>	<b>679</b>	<b>6,985</b>	<b>4,344</b>	<b>5,068</b>	<b>3,782</b>
VPN (10% anual)	11,272									
TIR	18%									
B/C	1.41									

Fuente: Elaboración propia



## 4.5. Contrastación de Hipótesis

### 4.5.1. Contrastación con Hipótesis General

*Incrementar el ángulo interrampa del talud y aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico con respecto al diseño conservador en el sector oeste en la mina ABC.*

El diseño con IRA incrementado nos brindó mejores resultados económicos con respecto al diseño conservador muy a pesar de que el proyecto quedo trunco debido a la disposición de paralizar operaciones en la mina ABC. (Según Tablas 4.28 y 4.29). Adicionalmente el potencial dejado a futuro con los supuestos tomados en la Tabla 4.30 muestran un VPN de 11.3 millones de dólares.

*Tabla 4.28: Resultados comparativos antes de la puesta en marcha del diseño conservador versus el diseño con IRA incrementado.*

Diseños de trabajo	VPN ('000\$)	TIR	B/C
Diseño conservador	-401	0%	0.98
Diseño con IRA incrementado	3,750	5%	1.13

Fuente: Elaboración propia, considerando VPN actualizado a diciembre 2018.

*Tabla 4.29: Resultados comparativos después de la puesta en marcha del diseño conservador versus el diseño con IRA incrementado.*

Diseños de trabajo	VPN ('000\$)	TIR	B/C
Diseño conservador	-4,228	-19%	0.47
Diseño con IRA incrementado	-2,947	-10%	0.70

Fuente: Elaboración propia, considerando VPN actualizado a diciembre 2019.

*Tabla 4.30: Resultados económicos del potencial dejado del diseño con IRA incrementado*

Diseños de trabajo	VPN ('000\$)	TIR	B/C
Diseño con IRA incrementado como potencial	11,272	18%	1.41

Fuente: Elaboración propia, considerando VPN actualizado a enero 2021.

#### 4.5.2. Contrastación con Hipótesis específicas

##### *1. Incrementar el ángulo interrampa del talud con respecto al diseño original mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.*

Se logró incrementar el ángulo interrampa de  $48^\circ$  y  $42.88^\circ$  (parte alta y baja según Tabla 4.1) a  $56.5^\circ$ ,  $59.2^\circ$  y  $53.7^\circ$  (Figuras 4.14, 4.15 y 4.16) en el diseño seguido por planeamiento a corto plazo (Figura 4.9).

*Tabla 4.31: Contraste de IRA antes y después de la puesta en marcha del proyecto*

	IRA antes de la puesta en marcha del proyecto	IRA después de la puesta en marcha del proyecto
Sección A	$48^\circ$	$56.5^\circ$
Sección B	$48^\circ$	$59.2^\circ$
Sección C	$48^\circ$	$53.7^\circ$

Fuente: Elaboración propia

El factor de seguridad estático se mantuvo por encima de 1.2 (Figuras 4.11, 4.12 y 4.13).

*Tabla 4.32: Resultados de factor de seguridad estáticos en la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado*

Método de análisis de estabilidad	Sección A	Sección B	Sección C
Janbu simplificado	2.59	2.60	2.33
Spencer	2.69	2.70	2.40

Fuente: Elaboración propia

Con el incremento del ángulo interrampa logrado y con los factores de seguridad estáticos conseguidos se pudo mejorar el beneficio económico del sector oeste de la mina ABC (Ver Tabla 4.29) por la mayor cantidad de bloques de mineral minados y menor *SR* con el diseño de IRA incrementado (Ver ANEXO N°2.6) versus el diseño conservador (Ver ANEXO N°2.7).

*Tabla 4.33: Factor de seguridad estático, SR del diseño conservador versus diseño con IRA incrementado antes de la puesta en marcha*

	Método de análisis	Diseño conservador	Diseño con IRA incrementado
Sección 1	Janbu	2.32	2.29
	Spencer	2.43	2.34
Sección 2	Janbu	2.14	1.73
	Spencer	2.27	1.78
SR		4.27	3.41

Fuente: Elaboración propia

## ***2. Aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.***

Se cambió la metodología de voladura masiva a voladura controlada en pre-corte, con ello se observaron los siguientes cambios.

El 62% de datos de BFA considerando un banco son mayores a 70° y el 67% de datos de BFA considerando banco doble son mayores a 70° (Figuras 4.17 y 4.18), se incrementó el BFA de 68° (en los niveles 4020 al 4110) y 60° (del 3980 al 4010) a un BFA promedio de 70°, el cual está dentro del intervalo de 70° a 90° propuesto teóricamente.

*Tabla 4.34: BFA antes y después de la puesta en marcha del proyecto*

Nivel de trabajo	BFA antes de la puesta en marcha del proyecto	BFA después de la puesta en marcha del proyecto
Del banco 4020 al 4060	68°	70°
Del banco 4000 al 4010	60°	70°

Fuente: Elaboración propia

## **Conclusiones y recomendaciones.**

### **Conclusiones**

Luego de aplicar el empinamiento de taludes se incrementó el beneficio económico del sector oeste de la mina ABC en 1.3 millones de dólares medidos a través del VPN, se incrementó el TIR en 9% y el B/C en 49%, a pesar de que se paralizaron las operaciones se vio el incremento del beneficio económico en el sector oeste de la mina ABC.

Los análisis de estabilidad por el método de Janbu y Spencer están por encima del mínimo en condiciones estáticas (2.33 como valor más bajo obtenido vs 1.2) medidas en tres secciones en el lado sur con empinamiento más marcado. Este empinamiento de taludes ayudo a minar bloques de mineral que no podían ser minados con el diseño conservador incrementado el tonelaje de mineral en 93% durante el 2019.

El cambio de voladura masiva a voladura de controlada de rocas se dio, se obtuvo una frecuencia acumulada de 62% en banco simple con un BFA de 70° o más y 67% en bancos dobles con un BFA de 70° o más (Tabla 4.34) el cual está dentro del intervalo de 70° a 90° propuesto teóricamente. Con ello se demostró que el ángulo de cara de banco (BFA) más apropiado para el sector oeste de la mina ABC es 70° (Figura 4.17 y 4.18) para bancos dobles y simples.

A mayor FS considerado se tiene un mayor SR, comparando diseño conservador versus diseño con IRA incrementado antes de la puesta en marcha del proyecto (Tabla 4.34).

## Recomendaciones

Se recomienda seguir con el proyecto en la parte faltante por minar del sector oeste de la mina ABC, con los supuestos de la Tabla 4.24, se tiene un beneficio económico de 11.3 millones de dólares considerando un precio de 1650 \$/oz de oro. (Tabla 4.27).

Se debe replicar esta técnica en otros sectores del tajo abierto cuando se reinicie operaciones en la mina ABC, se demostró que empinando los taludes se baja el factor de seguridad estático a 2.33 aproximadamente en la sección C (valor más bajo obtenido como FS), pero este FS está por encima del mínimo aceptable de 1.2 (Tabla 2.3).

Se sugiere rediseñar el proyecto con IRA incrementado considerando un BFA de 70°.

Cuando se concluya el minado de un banco se debe evaluar los BFA en secciones espaciadas a 10m (como la Figura 4.17 y 4.18) y con los datos obtenidos analizar si se está llegando a los diseños propuestos o no, y si merece realizar un reajuste a la malla de perforación y carga explosiva de taladros.

## REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Adams, B. M. (2015). Slope Stability Acceptance Criteria for Opencast Mine Design. *Proceedings 12th Australia New Zealand Conference on Geomechanics, Paper 120*(June), 1–8. Retrieved from <https://www.researchgate.net/publication/279196497%0ASlope>
- Boniface, S. (2013). Slope Stability Analysis a Case of Chingola Open Pit-COP FD. *International Journal of Science and Research*, 5(10), 2319–7064. <https://doi.org/10.21275/ART20162363>
- Bungard, G., Gleeson, A., & Basson, F. (2016). *Slope steepening of the Golden Pike west wall at Fimiston Pit*. 239–252. Retrieved from [https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1604\\_12\\_Bungard/](https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1604_12_Bungard/)
- C. Wyllie, D., & W Mah, C. (2017). Rock Slope Engineering. In *Rock Slope Engineering: Fourth Edition* (4th ed.). <https://doi.org/10.1201/9781315274980>
- Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445–463. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>
- Hoek, Evert, & Marinos, P. (2000). Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses. *Tunnels and Tunnelling International, Part 1-2*(November), 1–20. Retrieved from <https://www.rocscience.com/documents/hoek/references/H2000d.pdf%0Ahttp://www.rockscience.com/hoek/references/H2000d.pdf>
- Husein Malkawi, A. I., Hassan, W. F., & Abdulla, F. A. (2000). Uncertainty and reliability analysis applied to slope stability. *Structural Safety*, 22(2), 161–187. [https://doi.org/10.1016/S0167-4730\(00\)00006-0](https://doi.org/10.1016/S0167-4730(00)00006-0)
- Lagos León, E. (2010). Evaluación del riesgo financiero en proyectos mineros

marginales. Universidad Nacional de Ingenieria.

- Madowe, A. (2016). Design and implementation of steeper slope angles on a kimberlite open pit diamond operation-A practical approach. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 116(8), 723–730. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n8a3>
- Miranda, J. (2015). *Factibilidad de aumentar ángulos de talud globales en minas a cielo abierto*. Universidad de Chile.
- Onederra, I., & Esen, S. (2004). An alternative approach to determine the Holmberg-Persson constants for modelling near field peak particle velocity attenuation. *Fragblast*, 8(2), 61–84. <https://doi.org/10.1080/13855140412331336151>
- Parra Reti, A. F. (2015). *Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos* (Universidad de Chile). Retrieved from <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/136447/Planificacion-minera-a-cielo-abierto-utilizando-fundamentos-geomecanicos.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Read, J., & Stacey, P. (2011). Guidelines for Open Pit Slope Design. In J. Read & P. Stacey (Eds.), *Guidelines for Open Pit Slope Design* (Vol. 2011). <https://doi.org/10.1071/pvv2011n150other>
- Runge, I. C. (2012). Mining Economics and Strategy. In *Mining Economics and Strategy* (Vol. 66). Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Sturzenegger, M., Willms, D., Pate, K., & Johnston, B. (2013). *Experience using terrestrial remote sensing techniques for rock slope performance assessment*. (May), 775–782. [https://doi.org/10.36487/acg\\_rep/1308\\_52\\_sturzenegger](https://doi.org/10.36487/acg_rep/1308_52_sturzenegger)
- Wittke, W. (2014). *Rock Mechanics Based on an Anisotropic Jointed Rock Model*

(AJRM). Berlin, Alemania: the Deutsche Nationalbibliothek.



## **ANEXOS**

## ANEXOS N°1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

<b>MODELO DE MATRIZ DE CONSISTENCIA</b>					
<b>TITULO: MEJORA DEL BENEFICIO ECONÓMICO INCREMENTANDO EL ÁNGULO INTERRAMPA Y APLICANDO VOLADURA CONTROLADA DE ROCAS EN UNA MINA A TAJO ABIERTO</b>					
<b>FORMULACIÓN DEL PROBLEMA</b>	<b>OBJETIVO</b>	<b>HIPÓTESIS</b>	<b>VARIABLES Y</b>	<b>INDICADORES</b>	<b>DISEÑO METODOLOGICO</b>
<p><b>Problema general:</b> ¿Cómo influye incrementar el ángulo interrampa del talud y aplicar voladura controlada de rocas en el beneficio económico sector oeste en la mina ABC?</p>	<p><b>Objetivo General</b> Determinar el nivel de influencia de incrementar el ángulo interrampa y la aplicación de voladura controlada sobre el beneficio económico del sector oeste de la mina ABC.</p>	<p><b>Hipótesis General</b> Incrementar el ángulo interrampa del talud y aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico con respecto al diseño conservador en el sector oeste en la mina ABC.</p>	<p><b>Variable dependiente</b> Y1: Beneficio económico.</p>	<p><b>Indicadores</b> VPN TIR Análisis Beneficio/Costo.</p>	<p><b>Tipó de investigación:</b> El tipo de investigación será aplicada y cuantitativa. <b>Diseño de investigación:</b> Cuasi-experimental <b>Nivel de investigación</b> Descriptivo.</p>
<b>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</b>	<b>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</b>	<b>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</b>	<b>VARIABLES INDEPENDIENTES X</b>	<b>INDICADORES</b>	<b>TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN</b>
<p>1. ¿Cómo influye incrementar el ángulo interrampa en el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.?</p> <p>2. ¿Cómo influye aplicar voladura controlada de rocas al beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.?</p>	<p>1. Determinar el nivel de influencia de incrementar el ángulo interrampa sobre el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC</p> <p>2. Determinar el nivel de influencia de aplicar voladura controlada sobre el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.</p>	<p>1. Incrementar el ángulo interrampa del talud con respecto al diseño original mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.</p> <p>2. Aplicar voladura controlada de rocas mejora el beneficio económico del sector oeste en la mina ABC.</p>	<p>X1: Ángulo interrampa</p> <p>X2: Voladura controlada de rocas</p>	<p>Factor de seguridad (FS)</p> <p>Frecuencia acumulada de Angulos de cara de banco (BFA) a banco simple y doble reales.</p>	<p>Los datos a analizar serán obtenidos en base al avance topográfico mensual, polígonos de mineral/desmonte del sector oeste de la mina ABC.</p>

## ANEXOS N°2

### ANEXO N°2.1

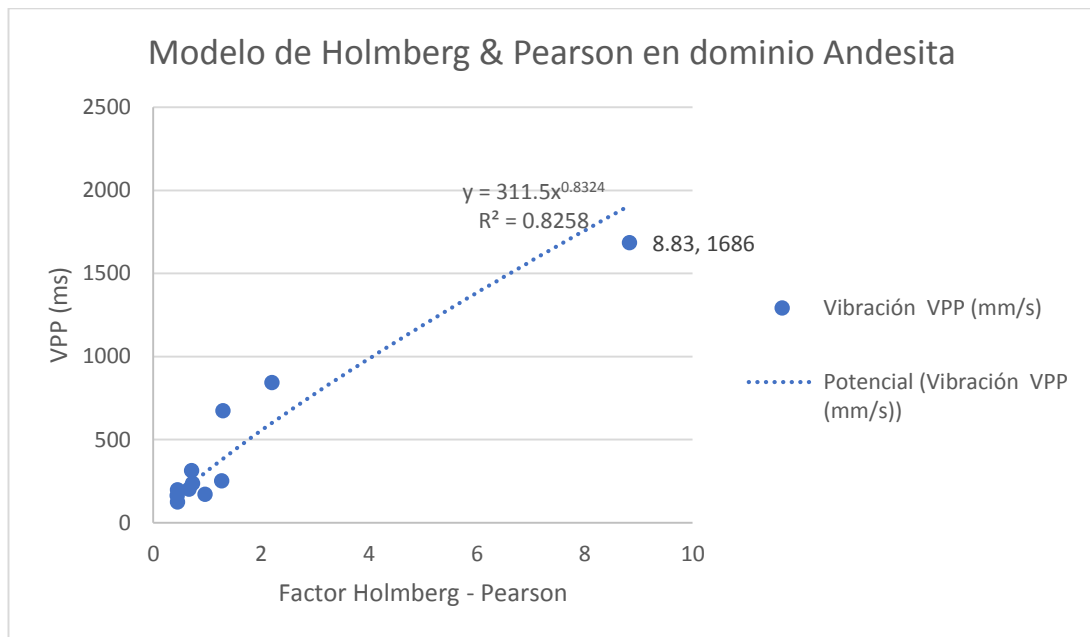


Figura.I: Regresión del Modelo de Holmberg & Pearson para el sector oeste de la mina ABC  
Fuente: Elaboración propia

### ANEXO N°2.2

#### *Registro y análisis por onda elemental*

El registro de vibración de voladura del Proyecto 10-4060-255 fue realizada el 15 de abril del 2019 tuvo una duración aproximada de 6 segundos, la primera señal corresponde la onda elemental.

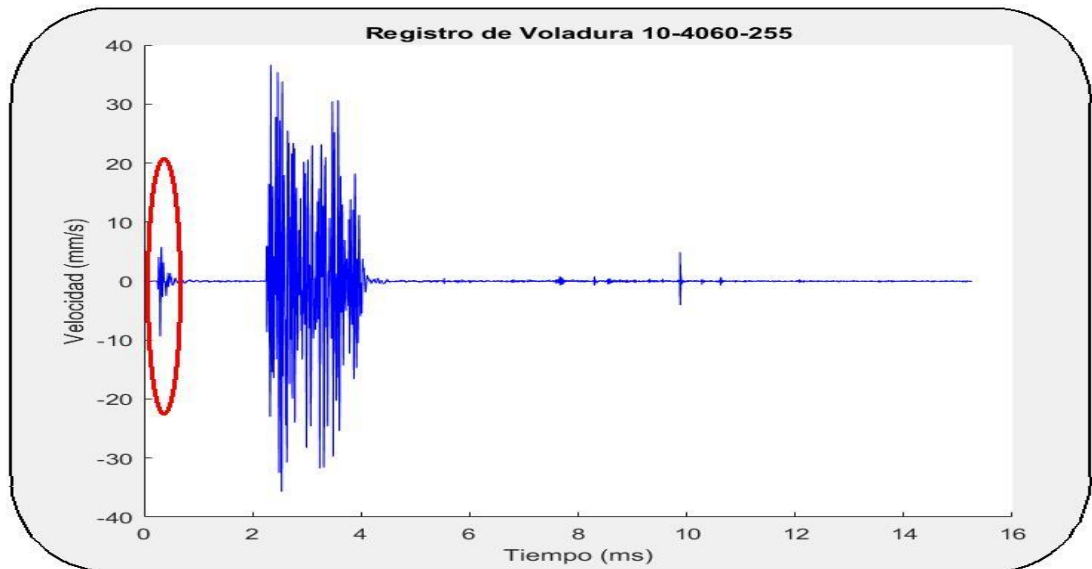


Figura.II: Registro de Voladura Proyecto 10-4060-255  
Fuente: Elaboración propia

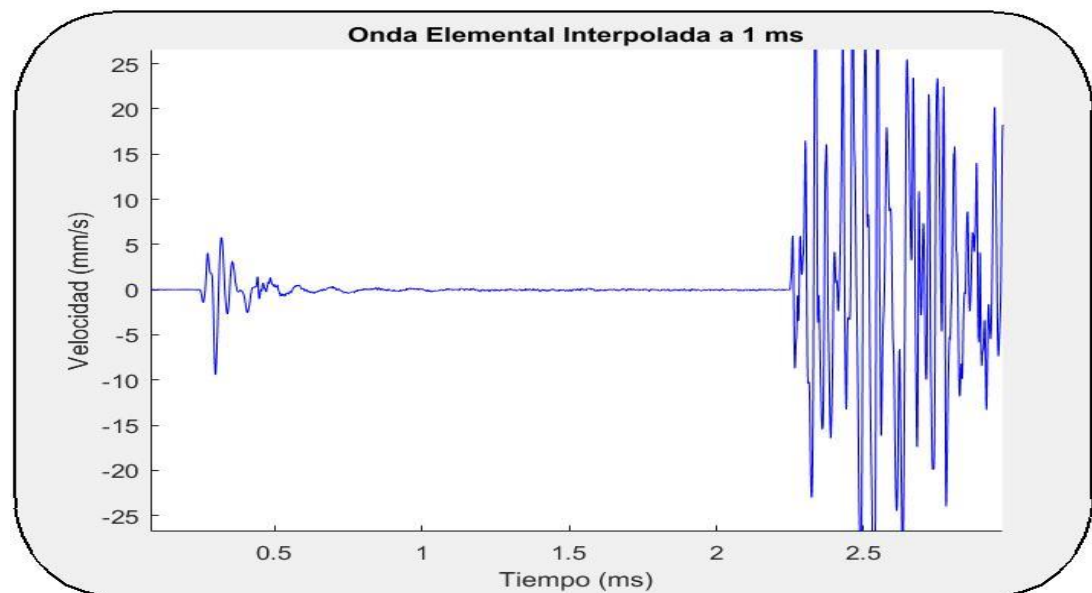


Figura. III: Onda Elemental Interpolada  
Fuente: Elaboración propia

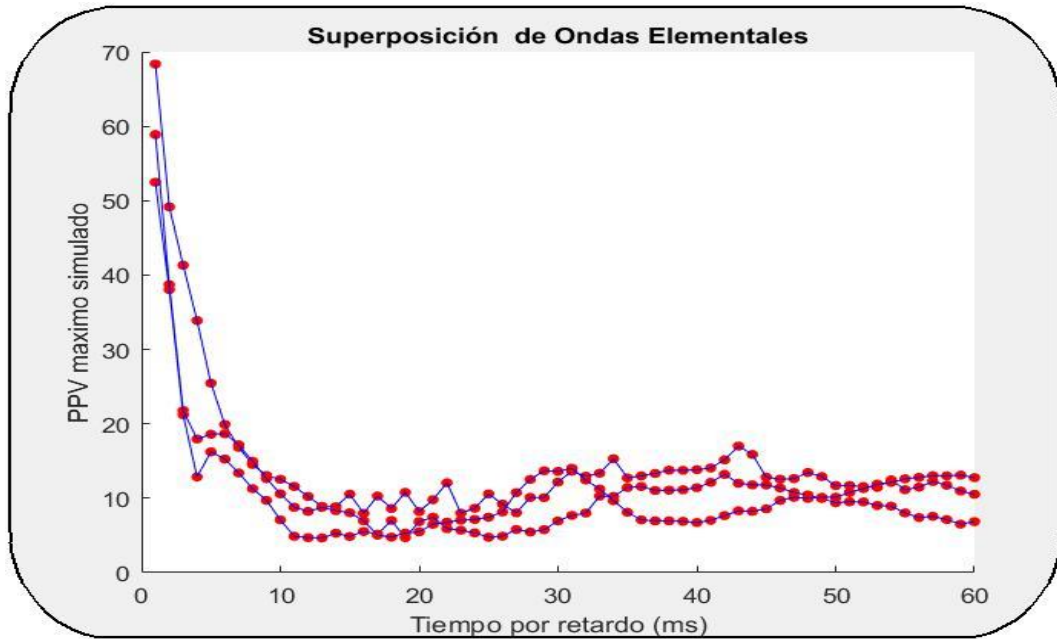


Figura.IV: Amplificación de Vibraciones en Función del Retardo  
 Fuente: Elaboración propia

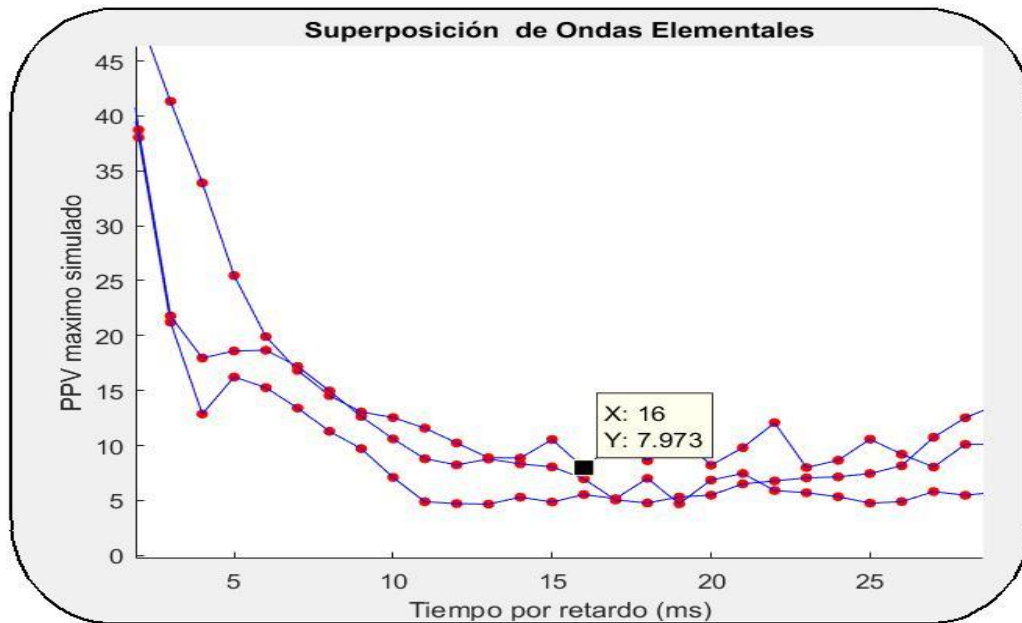


Figura.V: Selección del Intervalo de Tiempos (Eje Long. -Eje Trans. -Eje Vert.)  
 Fuente: Elaboración propia

### *Condiciones geo-estructurales y criterio de daño*

El criterio de daño establecido para el sector oeste de la mina ABC se ha desarrollado en función de las variables de la roca intacta: Resistencia a la Compresión Uniaxial, Módulo de Young y la Velocidad Teórica de Propagación de la Onda P y su relación con los Análisis de los Reportes de Control de Minado realizados por el Área de Geotecnia.

Según la literatura tradicional el valor del criterio de daño se encuentra ente 0.25 a 1 por la velocidad pico de partícula crítica (VPPc). Sin embargo, del análisis de la información (controles de minado) se ha establecido los siguientes criterios de daño para el sector oeste de la mina ABC.

*Tabla I: Criterios de daño en función de la velocidad pico partícula (VPP)*

Descripción	Valor
Sector oeste mina ABC	1.2xPPVc

Fuente: Elaboración propia

Los límites tienen como finalidad de asegurar el cumplimiento del diseño y minimizar el daño en el talud final.

### *Condiciones Geológicas y Estructurales*

En la Tabla II se muestran las propiedades elásticas de la roca intacta para el sector oeste de la mina ABC, así como su densidad y la estimación de la velocidad de propagación de la onda P y la velocidad pico de partícula crítica.

*Tabla II: Propiedades elásticas de la roca intacta, densidad, velocidad de propagación de la onda P y VPPc del sector oeste de la mina ABC*

Descripción	Unidades	Valor
Dominio Estructural		Andesita Sur Oeste
Resistencia a la Compresión Uniaxial	MPa	150.0
Módulo de Young	GPa	13.3
Coefficiente de Poisson		0.30
Densidad de la Roca	Kg/m <sup>3</sup>	2,600.0
Velocidad de Propagación de la Onda P	m/s	2,624.1
Velocidad Pico de Partícula Crítica	mm/s	2,959.6

Fuente: Elaboración propia

### *Criterios de Daño*

En la Tabla III se muestra los criterios de daño establecidos para el sector oeste de la mina ABC, como se mencionó anteriormente se ha establecido el valor de 1.2 veces la velocidad pico de partícula crítica para el sector en estudio.

*Tabla III: Criterios de daño del sector oeste de la mina ABC.*

CRITERIOS DE DAÑO	Unid.	Valor
Intenso fracturamiento	mm/s	11,838.2
Se crean nuevas fracturas (1.2xVPPc)	mm/s	3,551.5
Se extienden fracturas preexistentes	mm/s	739.9

Fuente: Elaboración propia

### *Halos de Daño*

Con los criterios de daño establecidos para el sector oeste de la mina ABC, se elaboró los halos de daño.

Las Figuras VI y VII representan los contornos de los halos de daño para el banco superior y banco inferior respectivamente.

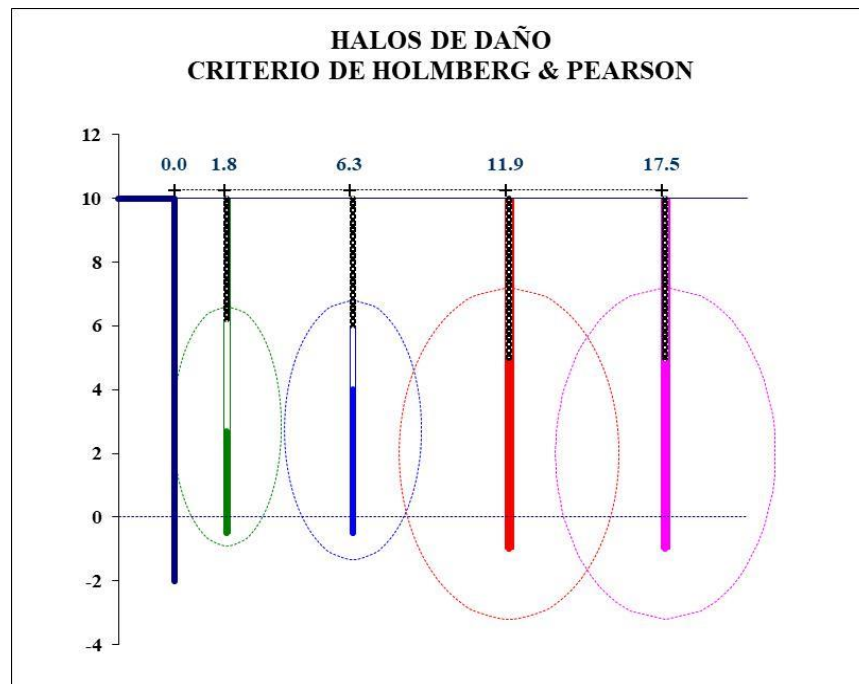


Figura VI: Halos de daño sector oeste banco superior  
Fuente: Elaboración propia

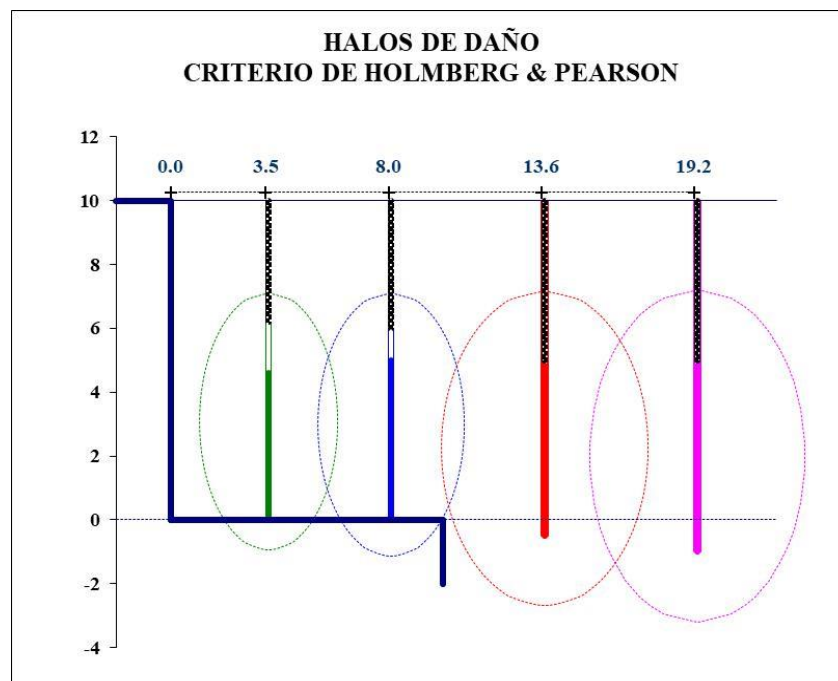


Figura VII: Halos de daño sector oeste banco inferior.  
Fuente: Elaboración propia



### ANEXO N°2.3

#### *Tablas diseño conservador antes de la puesta en marcha*

*Tabla IV: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de mineral	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (ppm)	TCM (%)	S <sup>2-</sup> (%)	AuR (g/t)	AgR (g/t)	Tons (kt)	AuR (Koz)	AgR (Koz)
M1	0.91	10.08	62.71	0.03	0.14	0.74	3.02	115.89	2.76	11.26
M1A	1.30	8.91	62.80	0.04	0.32	1.01	2.67	156.14	5.08	13.42
M1LG	0.46	5.23	63.12	0.03	0.16	0.37	1.57	39.05	0.46	1.97
M2AL	1.78	5.02	37.15	0.19	0.14	1.19	0.75	0.19	0.01	0.00
M3	1.34	9.34	51.05	0.05	1.17	0.91	0.70	374.71	10.93	8.44
Total	1.21	9.13	56.38	0.04	0.75	0.87	1.59	685.98	19.24	35.09

Fuente: Elaboración propia, utilizando el software Q'pit con el modelo de bloques de final del 2018.

*Tabla V: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de Mineral	Tonelaje (kt)	Onzas cont de Au. (koz)	Onzas rec. de Au (koz)
Limpio	311.28	10.51	8.31
Transicional	374.71	16.19	10.93
Total	685.98	26.71	19.24

Fuente: Elaboración propia

*Tabla VI: Tonelaje de mineral, desmonte y SR del diseño conservador a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de material	Tonelaje (kt)
Mineral	685.98
Desmonte	2926.36
Total	3612.34
SR	4.27

Fuente: Elaboración propia

## ANEXO N°2.4

### *Tablas diseño con IRA incrementado antes de la puesta en marcha*

*Tabla VII: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC:*

Tipo de mineral	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (ppm)	TCM (%)	S <sup>2-</sup> (%)	AuR (g/t)	AgR (g/t)	Tons (kt)	AuR (koz)	AgR (Koz)
M1	0.93	11.49	55.10	0.03	0.13	0.75	3.45	247.19	5.94	27.39
M1A	1.55	9.28	59.29	0.04	0.32	1.22	2.78	180.58	7.09	16.16
M1LG	0.46	5.92	46.34	0.03	0.16	0.38	1.78	52.65	0.65	3.01
M2AL	1.78	5.02	37.15	0.19	0.14	1.19	0.75	0.19	0.01	0.00
M3	1.38	9.20	48.27	0.04	1.23	0.91	0.69	513.66	14.98	11.40
Total	1.25	9.61	51.86	0.04	0.74	0.90	1.81	994.28	28.67	57.96

Fuente: Elaboración propia, utilizando el software Q'pit con el modelo de bloques de final del 2018.

*Tabla VIII: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC*

Tipo de Mineral	Tonelaje (kt)	Onzas cont de Au. (koz)	Onzas rec. de Au (koz)
Limpio	480.62	17.12	13.68
Transicional	513.66	22.85	14.98
Total	994.28	39.97	28.67

Fuente: Elaboración propia

*Tabla IX: Tonelaje de mineral, desmonte y SR del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC*

Tipo de material	Tonelaje (kt)
Mineral	994.28
Desmonte	3391.61
Total	4385.89
SR	3.41

Fuente: Elaboración propia

## ANEXO N°2.5

### *Distribución de taladros de campo cercano*

La distribución de los taladros de la medición de campo cercano se muestra en la Figura VIII (para la prueba se consideraron los delimitados dentro del polígono), el contenido de los taladros de la prueba:

P3-P4-P7 : Geófonos Triaxiales

P1-P2-P5-P6 : Taladros Cargados con Booster de 450 gr.

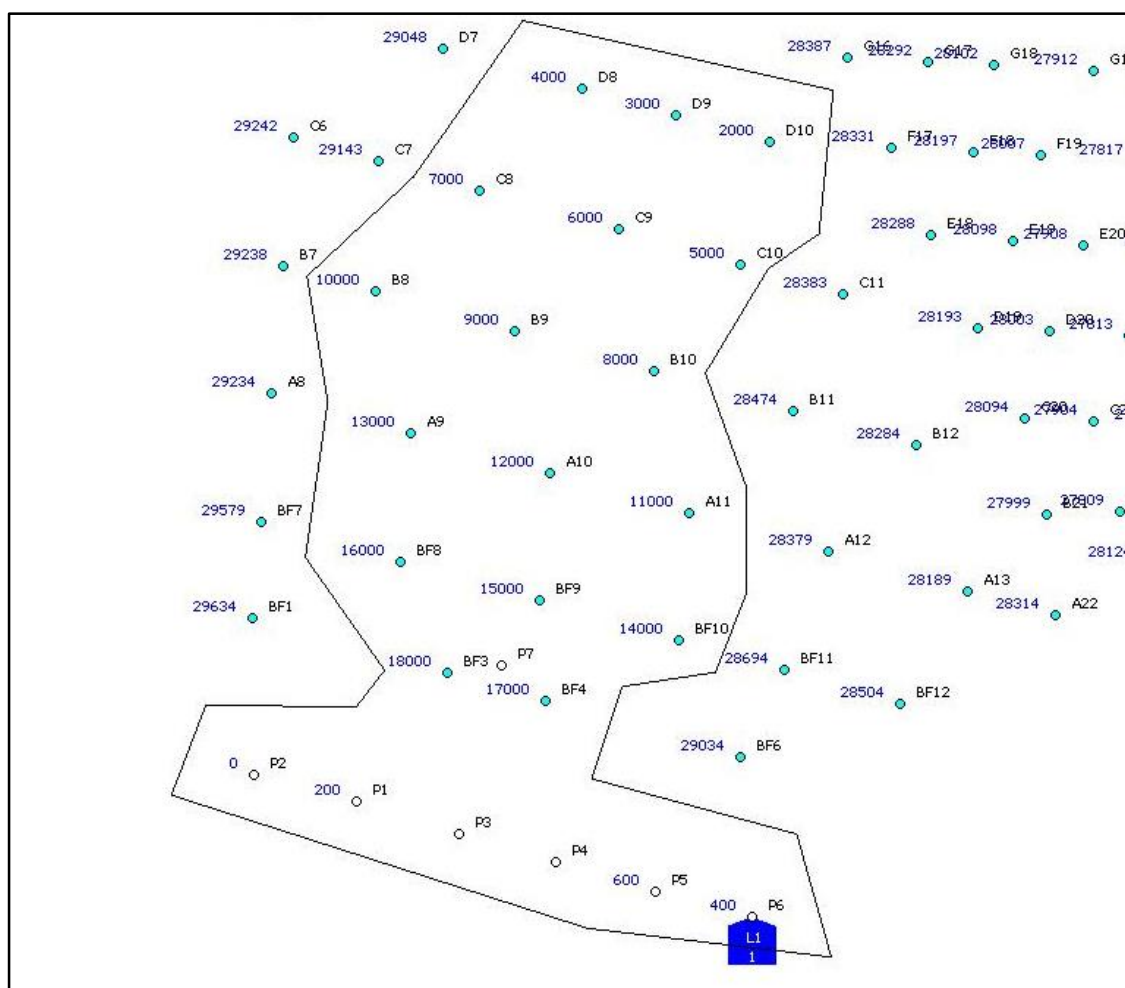


Figura VIII: Distribución de los Taladros de Prueba y Geófonos Triaxiales  
Fuente: Elaboración propia

Tabla X: Configuración de Cargas y registros de Velocidad Pico de Partícula (VPP)

N° Taladro	Tiempo (ms)	Diámetro (pulg)	ID	Altura De perforación (m)	Eq Anfo (Kg)	Longitud De carga (m)	Taco (m)	Distancia al geófono (m)	Profundidad al geófono (m)	Carga lineal (Kg/m)	Factor Holmberg & Pearson	Vibración VPP (mm/s)
1	2000	9.0	D10	10.8	357.9	5.8	5.0	28.24	4.9	61.7	0.44	164.1
2	3000	9.0	D9	10.5	348.8	5.6	4.9	27.57	4.9	62.3	0.45	198.9
3	4000	9.0	D8	10.8	353.4	6.0	4.8	27.88	4.9	58.9	0.45	124.4
4	5000	9.0	C10	11.0	362.4	6.0	5.0	22.37	4.9	60.4	0.71	314.1
5	6000	9.0	C9	10.9	348.8	5.9	5.0	21.58	4.9	59.1	0.73	237.3
6	7000	9.0	C8	10.9	353.4	6.0	4.9	22.82	4.9	58.9	0.66	201.8
7	8000	9.0	B10	10.9	348.8	5.9	5.0	16.05	4.9	59.1	1.29	675
8	9000	9.0	B9	10.8	344.3	5.8	5.0	16.14	4.9	59.4	1.27	252
9	10000	9.0	B8	11.6	362.4	6.8	4.8	19.04	4.9	53.3	0.96	170.7
10	11000	9.0	A11	10.9	335.3	5.5	5.4	11.82	4.9	61.0	2.20	844.6
11	15000	7.0	BF9	10.2	188.9	5.2	5.0	3.80	4.9	36.3	8.83	1686

Fuente: Elaboración propia

## ANEXO N°2.6

### *Tablas diseño con IRA incrementado después de la puesta en marcha del proyecto*

*Tabla XI: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC*

Tipo de mineral	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (ppm)	TCM (%)	S <sup>2-</sup> (%)	AuR (g/t)	AgR (g/t)	Tons (kt)	AuR (Koz)	AgR (Koz)
M1	0.98	12.93	48.61	0.03	0.12	0.82	4.07	109.79	2.91	14.38
M1A	1.28	12.27	45.82	0.04	0.31	0.97	3.86	12.54	0.39	1.56
M1LG	0.43	5.76	43.75	0.03	0.11	0.30	1.81	16.01	0.15	0.93
M2AL	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
M3	1.10	12.16	64.41	0.05	1.35	0.69	0.91	45.89	1.02	1.35
Total	0.98	12.07	51.93	0.04	0.44	0.75	3.08	184.22	4.47	18.21

Fuente: Elaboración propia, utilizando el software Q<sup>3</sup>pit con los bloques de mineral y desmonte reales del 2019.

*Tabla XII: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de Mineral	Tonelaje (kt)	Onzas cont de Au. (koz)	Onzas rec. de Au (koz)
Limpio	138.33	4.21	3.45
Transicional	45.89	1.62	1.02
Total	184.22	5.83	4.47

Fuente: Elaboración propia

*Tabla XIII: Tonelaje de mineral, desmonte y SR de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de material	Tonelaje (kt)
Mineral	184
Desmonte	1,805.42
Total	1,989.64
SR	9.80

Fuente: Elaboración propia

## ANEXO N°2.7

### *Tablas siguiendo el diseño conservador con tonaje minado durante el 2019*

*Tabla XIV: Resumen de tonelaje, leyes, onzas contenidas y recuperables de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado a partir de la topografía de finales del 2018 en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de mineral	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (ppm)	TCM (%)	S <sup>2-</sup> (%)	AuR (g/t)	AgR (g/t)	Tons (kt)	AuR (Koz)	AgR (Koz)
M1	1.01	11.40	44.71	0.03	0.13	0.84	3.59	48.52	1.31	5.60
M1A	1.81	14.97	43.75	0.05	0.33	1.42	4.71	7.21	0.33	1.09
M1LG	0.42	6.03	29.10	0.03	0.10	0.28	1.90	7.07	0.06	0.43
M2AL	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
M3	1.16	11.32	52.98	0.05	1.23	0.76	0.85	32.01	0.78	0.87
Total	1.08	11.24	46.27	0.04	0.52	0.82	2.62	94.82	2.49	8.00

Fuente: Elaboración propia, utilizando el software Q'pit con los bloques de mineral y desmonte reales del 2019.

*Tabla XV: Tonelaje, onzas contenidas y recuperables de oro en mineral limpio y transicional de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de Mineral	Tonelaje (kt)	Onzas cont de Au. (koz)	Onzas rec. de Au (koz)
Limpio	62.81	2.09	1.70
Transicional	32.01	1.19	0.78
Total	94.82	3.28	2.49

Fuente: Elaboración propia

*Tabla XVI: Tonelaje de mineral, desmonte y stripping ratio de la puesta en marcha del diseño con IRA incrementado en el sector oeste de la mina ABC.*

Tipo de material	Tonelaje (kt)
Mineral	95
Desmonte	1,894.83
Total	1,989.65
SR	19.98

Fuente: Elaboración propia

## ANEXO N° 3



**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: CHAUCA PLEJO, MARVIN LUCIANO

D.N.I: 42966711

Teléfono casa: 455 2745

celular: 943 963 692

Correos electrónicos: mchaucap@gmail.com

**2. DATOS ACADÉMICOS**

Grado académico: Bachiller

Mención: Ingeniería de Minas

**3. DATOS DE LA TESIS**

Título:

“MEJORA DEL BENEFICIO ECONÓMICO INCREMENTANDO EL ÁNGULO  
INTERRAMPA Y APLICANDO VOLADURA CONTROLADA DE ROCAS EN UNA MINA A  
TAJO ABIERTO”

Año de publicación: 2022

A través del presente, 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:

Fecha de recepción: 15/02/2022



**ANEXO N°4:****CURRICULUM VITAE EN ESPAÑOL****MARVIN LUCIANO CHAUCA PLEJO**

Jr. Antonio Garland 644 - Piso3- Urb. Ingeniería - San Martín de Porres - Lima

Cel. (51) 987 783 176

mchaucap@gmail.com

35 años

***PERFIL***

Profesional en Ingeniería de Minas con sólidos conocimientos en Planeamiento de Minado a corto, mediano y largo plazo, con capacidad para trabajar bajo presión, en equipo, con liderazgo, innovación, iniciativa y un deseo constante de superación personal y laboral.

***ESTUDIOS***

08/2014 – 08/2017: UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

Maestría en Gestión Minera

08/2002 –12/ 2007: UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

Ingeniería de Minas

Titulado en Ingeniería de Minas – Quinto Superior.

***EXPERIENCIA LABORAL***

02/2018 – 08/2019 (1 años 7 meses)

MINERA BARRICK MISQUICHILCA – UNIDAD LAGUNAS NORTE

**Supervisor Senior de Planeamiento Mina**

Elaboración de planes de minado a *Forecast*, LOM basado en disponibilidad, utilización de equipos de carguío y acarreo, desarrollados en entorno de los softwares Qpit, Whittle y Minesight., dimensionamiento de flota y estimación del requerimiento de uso en horas de equipos de carguío y acarreo

01/2016 – 01/2018 (2 años 1 mes)

MINERA BARRICK MISQUICHILCA – UNIDAD PIERINA (Minería superficial)

**Supervisor Senior de Planeamiento Mina**

Elaboración de planes de minado Forecast, LOM basado en disponibilidad, utilización de equipos de carguío y acarreo, desarrollados en entorno de los softwares Qpit, Whittle y Minesight, dimensionamiento de flota y estimación del requerimiento de uso en horas de equipos de carguío y acarreo.

05/2012 – 12/2015 (3 años 7 meses)

MINERA BARRICK MISQUICHILCA – UNIDAD PIERINA (Minería superficial)

**Supervisor de Planeamiento Mina**

09/2011 – 04/2012 (0 años 7 meses)

MINERA BARRICK MISQUICHILCA – UNIDAD PIERINA (Minería superficial)

**Supervisor Junior de despacho de Operaciones Mina**

06/2011 – 08/2011

TAJO JESICA – ARASI SAC

**Jefe de Guardia Operaciones Mina– Minería superficial**

02/2011 – 06/2011

ARASI SAC

**Asistente de Jefe de Guardia Operaciones Mina– Minería superficial**

01/2010 – 12/2010

MINERA BARRICK MISQUICHILCA – UNIDAD PIERINA (Minería superficial)

**Becario del Área de Operaciones Mina**

11/2008 – 11/2009

EMPRERA MINERA LOS QUENUALES – UNIDAD YAULIYACU  
(Minería Subterránea)

**Ing. Junior – Asistente del jefe de Área Geomecánica*****IDIOMAS***

Inglés: Hablado, escrito y comprensión de lectura nivel Intermedio.

*Private Teacher* Niveles llevados: Básico e intermedio.

***CONOCIMIENTOS EN SOFTWARE DE PLANEAMIENTO E  
INFORMATICA***

Qpit

(Curso en Oficinas MBM - Trabajo en MBM) Nivel avanzado

Whittle

(Curso en Oficinas MBM – Trabajo en MBM) Nivel intermedio

Minesight

(Trabajo en MBM) Nivel intermedio

MineHaul (Software de dimensionamiento de flota de camiones)

(Curso en Oficinas MBM) Nivel intermedio

MS Office Professional (Excel, Word, Power Point, Access)

(SENCICO) Nivel Avanzado

### ***REFERENCIAS PERSONALES***

Ing. Fernando Porras Enríquez

Celular 995-957-214

Superintendente de Operaciones Mina

Panamerican Silver – Mina La Arena

**CURRICULUM VITAE EN INGLES**

MARVIN LUCIANO CHAUCA PLEJO

Jr. Antonio Garland 644 - Piso3- Urb. Ingeniería - San Martín de Porres - Lima

Cel. (51) 987 783 176

mchaucap@gmail.com

35 años

***PROFILE***

Mining Engineering Professional with solid knowledge in Mining Planning in the short, medium and long term, with the ability to work under pressure, in a team, with leadership, innovation, initiative and a constant desire for personal and work improvement.

***EDUCATION***

08/2014 – 08/2017: UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

Master degree in Gestión Minera

08/2002 –12/ 2007: UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

Mining engineering

***WORK EXPERIENCE***

02/2018 – 08/2019 (1 year 7 months)

BARRICK MISQUICHILCA – LAGUNAS NORTE MINE

**Senior Mine Planning engineer**

Development of plans for mining to Forecast, LOM based on availability, use of loading and hauling equipment, developed around the Qpit, Whittle and Minesight software, fleet sizing and estimation of the requirement for use in hours of loading equipment and haulage

01/2016 – 01/2018 (2 years 1 month)

BARRICK MISQUICHILCA – PIERINA MINE

**Senior Mine Planning engineer**

Development of plans for mining to Forecast, LOM based on availability, use of loading and hauling equipment, developed around the Qpit, Whittle and Minesight software, fleet sizing and estimation of the requirement for use in hours of loading equipment and haulage

05/2012 – 12/2015 (3 years 7 months)

BARRICK MISQUICHILCA – PIERINA MINE (Open pit)

**Mine Planning engineer**

09/2011 – 04/2012 ( 7 months)

BARRICK MISQUICHILCA –PIERINA MINE

**Mine operations engineer**

06/2011 – 08/2011

ARASI SAC

**Head of Mine Operations Guard – Open pit**

02/2011 – 06/2011

ARASI SAC

**Assistant of the Head of Mine Operations Guard – Open pit**

01/2010 – 12/2010

BARRICK MISQUICHILCA – PIERINA MINE (Open pit)

**Mining Operations Area Fellow**

11/2008 – 11/2009

EMPRERA MINERA LOS QUENUALES –YAULIYACU MINE

(Underground mine)

**Junior geomechanical engineer*****LANGUAGES***

English intermediate level

***KNOWLEDGE IN MINING SOFTWARE***

Qpit

Advace level

Whittle

Intermediate level

Minesight

Intermediate level

MineHaul

Intermediate level

MS Office Professional (Excel, Word, Power Point, Access)

Advace level

***PERSONAL REFERENCES***

Ing. Fernando Porras Enríquez

Cel 995-957-214

Mine operations superindent

Panamerican Silver – Mina La Arena