



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

PLANIFICACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO UTILIZANDO FUNDAMENTOS
GEOMECÁNICOS

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

ANDRÉS FRANCISCO PARRA RETI

PROFESOR GUÍA:
JAVIER VALLEJOS MASSA

MIEMBROS DE LA COMISION:
NELSON MORALES VARELA
MARCELO VARGAS VERGARA
CLAUDIO VARAS HENRÍQUEZ

SANTIAGO DE CHILE
2015

Resumen

La determinación de los componentes geométricos de un talud minero está basada en algún criterio de aceptabilidad del diseño en conjunto con los requerimientos de la operación minera. Normalmente el criterio de aceptabilidad está expresado en términos del factor de seguridad (FS) aceptable. Un problema que resulta interesante de estudiar es la determinación del impacto que se produce en la envolvente del rajo final, en el diseño minero de fases, en el programa de producción, y en la valorización de los planes mineros, al variar el factor de seguridad aceptable de los taludes pertenecientes a un rajo abierto.

Como parte de la metodología, se realizó un análisis conceptual que permitiera entender los fundamentos geomecánicos para el cálculo del FS en un talud minero y el impacto en el beneficio económico y en la altura de la envolvente económica que se produce al considerar distintos factores de seguridad aceptables en un ejemplo en 2 dimensiones. Posteriormente, a través de un caso de estudio se determinó el efecto que se produce en todas las etapas del proceso de planificación minera al considerar distintos factores de seguridad aceptables.

En el análisis conceptual, se concluyó que el criterio más apropiado para la determinación de la resistencia de un macizo rocoso perteneciente a un talud minero explotado a cielo abierto es el criterio de Hoek-Brown para el caso de un macizo rocoso perturbado ($D=1$).

Como parte del ejemplo conceptual desarrollado, se obtuvo que en el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 tanto el beneficio económico como la altura de la envolvente económica fueron considerablemente mayores en relación al escenario asociado a un FS aceptable de 1.4.

En el caso de estudio usado para este trabajo, la diferencia de altura de las envolventes económicas entre los escenarios asociados a distintos factores de seguridad aceptables fue prácticamente nula. De lo anterior se pudo concluir que las diferencias de alturas de las envolventes económicas al considerar distintos criterios de aceptabilidad van a depender de las características intrínsecas del modelo de bloques.

Tanto en las etapas de optimización como de diseño minero se obtuvo que las principales diferencias entre los escenarios asociados a distintos factores de seguridad aceptables se presentaron en la razón estéril-mineral y en el beneficio marginal. Se pudo apreciar que la razón estéril-mineral aumenta a medida que se incrementa el FS aceptable, mientras que el beneficio marginal disminuye a medida que el FS aceptable es mayor.

Además de obtener una disminución en el Valor Presente Neto y en las reservas mineras al considerar un factor de seguridad aceptable mayor con respecto a uno menor, se pudo concluir que el FS de los taludes de fases contiguas cuyas paredes no forman parte del rajo final fue considerablemente mayor al FS aceptable. A raíz de este resultado se puede plantear que existe la posibilidad de incrementar el ángulo de talud en aquellas paredes que no formen parte del rajo final.

Abstract

The definition of the geometrical slope components is based on an acceptance criteria together with the operational requirements of the mine. Normally the acceptance criteria is expressed in terms of the allowable factor of safety (FoS). A problem which is very interesting to study, is the impact produced in the final pit shell, in the mine designs, in the mine scheduling, and in the mine plans' evaluation when changing the allowable factor of safety of the slopes belonging to an open pit mine.

As part of the methodology, a conceptual analysis was carried out to understand the geomechanical fundamentals for calculating the FoS in an open pit slope and the impact produced in the economical profit and in the pit shell height when considering different allowable factors of safety in a 2 dimensions example. Then, through a case of study the effect produced in all the mine planning stages when considering different allowable factors of safety was determined.

In the conceptual analysis, it was obtained that the most appropriate criterion for determining the rock mass strength belonging to an open pit mine slope is the Hoek-Brown criterion for a disturbed rock mass ($D=1$).

As part of the conceptual example, it was found out that the pit shell height and the economical profit of the scenario belonging to an allowable FoS of 1.2 were considerably greater than the pit shell height and the profit of the scenario belonging to an allowable FoS of 1.4.

In the case of study used for this work, there were practically no variations in the pit shells' height between scenarios belonging to different allowable FoS. From this result it was possible to conclude that variations in the pit shells' height when considering different acceptance criteria will depend on the block model's inherent characteristics.

Both in the optimization as well as in the mine designs steps, it was obtained that the main differences between the scenarios associated to different allowable factors of safety, were in the strip ratio and in the marginal profit. It was appreciated that the strip ratio gets higher when the allowable FoS increases, while the marginal profit gets lower when the allowable FoS is higher.

Apart from obtaining a lower Net Present Value and less ore reserves when considering a greater allowable factor of safety with respect to a lower one, it was concluded that the FoS of the slopes of adjacent phases that do not belong to the final pit was considerably greater than the allowable FoS. From this result it is possible to consider the option of increasing the slopes' angles in walls which do not belong to the final pit.

Agradecimientos

A los miembros de la comisión por su apoyo para poder desarrollar el presente trabajo: a Javier Vallejos quién desde un principio quiso formar parte de esta comisión siendo profesor guía. A Nelson Morales quién al igual que Javier, desde el inicio tuvo toda la disposición para incorporarse como profesor co-guía. A Claudio Varas y a Marcelo Vargas, a quienes luego de solicitar sus apoyos para formar parte de la comisión no dudaron en colaborar.

A todos los miembros del equipo del laboratorio Delphos, a quienes conocí durante mi período como tesista y con quienes me sigo desempeñando actualmente como investigador. Con todos ellos hemos podido formar un excelente equipo de trabajo.

Tabla de Contenido

1. Introducción.....	1
1.1 Descripción del Problema	1
1.1 Objetivos	3
1.1.1 Objetivo General	3
1.1.3 Objetivos Específicos.....	3
1.2 Metodología.....	4
1.3 Alcances.....	4
2. Antecedentes Bibliográficos.....	5
2.1 Criterios de aceptabilidad en el diseño minero	5
2.2 Incerteza de los Datos	7
2.3 Diseño de Taludes en Minería a Cielo Abierto	8
2.4 Métodos Empíricos para Determinar el Ángulo Global de un Talud.....	9
2.4.1 Gráficos Empíricos de Ángulos de Talud v/s Gráficos de Altura	9
2.5 Métodos para determinar el Factor de Seguridad de un Talud	11
2.5.1 Método de Equilibrio Límite de Bishop	11
2.5.2 Gráfico de Diseño de Hoek y Bray.....	13
2.5.3 Otros Gráficos de Diseño Basados en el Criterio de Falla de Hoek-Brown	14
2.6 Criterios para Determinar la Resistencia de un Macizo Rocoso	15
2.6.1 Criterio de Falla de Hoek-Brown.....	16
2.6.3 Criterio Basado en el Sistema de Clasificación del Macizo Rocoso de Bieniawsky (1989).....	19
2.7 Tópicos de planificación Minera.....	20
2.7.1 Reservas Mineras	20
2.7.2 Horizontes de Planificación.....	21
.....	26
3. Análisis Conceptuales.....	28
3.1 Análisis de los Distintos Criterios para la Determinación de la Resistencia de un Macizo Rocoso	28
3.1.1 Resultados de los Distintos Criterios	29
3.2 Análisis de la Envolvente Económica a Través de un Ejemplo Conceptual.....	34
3.2.1 Resultados de la Envolvente Económica.....	35
4. Caso de Estudio	38
4.1 Modelo de Bloques	38
4.2 Definición de los Dominios Geotécnicos.....	40
4.3 Definición de los Componentes Geométricos del Talud	40
4.3.1 Altura de Banco y Berma	40
4.3.2 Altura Inter-Rampa a partir del Análisis de Estabilidad de Banco	41
4.3.3 Determinación de la Cantidad de Bermas Geotécnicas en el Talud en Base al Factor de Seguridad Aceptable a Escala Global	44
4.3.4 Componentes Geométricos de Talud al Bajar Ángulo Cara de Banco	48

4.3.5	Resumen de los Componentes Geométricos de Talud Global	51
4.4	Optimizaciones para la obtención de las Envolventes Económicas	51
4.5	Diseños Mineros.....	52
4.6	Programas de Producción.....	53
4.7	Indicadores para la Evaluación de los Programas de Producción	54
4.8	Determinación del Factor de Seguridad por Período.....	54
5.	Análisis de Resultados	55
5.1	Optimización y Definición de Fases	55
5.1.1	Optimizaciones para los Distintos Escenarios	55
5.1.2	Validación de las Envolventes Económicas.....	61
5.1.3	Análisis de las Envolventes Económicas.....	62
5.1.4	Definición Preliminar de Fases	66
5.2	Diseños de Fases.....	66
5.2.1	Resumen de los Componentes Geométricos de Talud	66
5.2.2	Resumen de Diseños.....	68
5.2.3	Análisis de Diseños.....	72
5.3	Programas de Producción.....	82
5.3.1	Validación de las Fases Diseñadas	83
5.3.2	Determinación de un Movimiento Mina Factible para Cada Caso de Tamaño de Planta	84
5.3.3	Determinación del Tamaño de Planta Óptimo	86
5.3.4	Determinación del Movimiento Mina Óptimo en Régimen.....	88
5.3.5	Programas de Producción Preliminares	89
5.3.6	Validación del Rajo Final	92
5.3.7	Programas de Producción Finales	94
5.4	Evaluación Económica y Reservas.....	98
5.5	Análisis de Estabilidad de Taludes por Períodos.....	101
5.5.1	Análisis de Estabilidad de Taludes Pertencientes al Rajo Final	101
5.5.2	Análisis de Estabilidad de Taludes Entre Fases Contiguas	108
6.	Conclusiones.....	114
7.	Bibliografía	116
8.	Anexos	118
8.1	Anexo A: Figuras de Diseño de Fases para los Escenarios correspondientes un FS Aceptable de 1.2 y 1.4 Respectivamente	118
8.2	Anexo B: Programas de Producción Considerando 4 Fases	123
8.3	Anexo C: Figuras de Ubicación de Perfiles para Medición del Factor de Seguridad por Período.....	127

Índice de Tablas

Tabla 2-1 Resumen de los factores de seguridad aceptables para distintas escalas de talud (Weseloo et al [20]).	7
Tabla 2-2 Parámetros para calcular el factor de seguridad usando el método de Bishop	12
Tabla 2-3 Puntaje de la condición de las discontinuidades de acuerdo al criterio de Bieniawsky (1989). (Vallejos [19]).	19
Tabla 2-4 Cohesión y ángulo de fricción del macizo en función de RMR (Karzulovic [9]).	19
Tabla 3-1 Parámetros de la roca intacta y del macizo rocoso a utilizar	28
Tabla 3-2 Valores de RQD equivalentes para los valores de GSI considerados	28
Tabla 3-3 Resumen de altura de talud para cada criterio utilizado	30
Tabla 3-4 Propiedades geomecánicas del macizo rocoso a utilizar en el ejemplo	35
Tabla 3-5 Parámetros económicos a utilizar en el ejemplo	35
Tabla 4-1 Propiedades del macizo rocoso para cada dominio	40
Tabla 4-2 Relación entre el valor del FS aceptable a escala inter-rampa y el FS aceptable a escala global según escenario	44
Tabla 4-3 Componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa	44
Tabla 4-4 Resumen de ángulos globales de talud para cada escenario en el dominio 1	45
Tabla 4-5 Número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud global	48
Tabla 4-6 Componentes geométricos de talud al bajar ángulo cara de banco y ajustarlo a un ángulo global de talud	49
Tabla 4-7 Componentes geométricos de talud global para el dominio geotécnico 1	51
Tabla 4-8 Componentes geométricos de talud global para el dominio geotécnico 2	51
Tabla 5-1 Altura y ángulo global de talud para cada FS aceptable en el dominio geotécnico 2	61
Tabla 5-2 Resumen de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, Cu contenido, y beneficio marginal para cada escenario	63
Tabla 5-3 Diferencias porcentuales de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4	65
Tabla 5-4 Resumen de los componentes geométricos de talud para los distintos escenarios para el dominio geotécnico 1	68
Tabla 5-5 Resumen de los componentes geométricos de talud para los distintos escenarios para el dominio geotécnico 2	68
Tabla 5-6 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.2	71
Tabla 5-7 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.3	72
Tabla 5-8 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.4	72
Tabla 5-9 Diferencias porcentuales de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4	75
Tabla 5-10 Aporte al VPN por fase	83
Tabla 5-11 Aporte al VPN por Fase	99
Tabla 5-12 Aporte de fino recuperado de Cu por fase	100
Tabla 8-1 VPN para los distintos escenarios	125
Tabla 8-2 Aporte de fino recuperado de Cu	126

Índice de Figuras

Figura 1-1 Ilustración de los componentes geométricos de un talud minero (Vallejos [19])	1
Figura 1-2 Evolución histórica de la profundidad de minas operadas a cielo abierto (Vallejos [19])	3
Figura 2-1 Proceso de Diseño de Taludes (Weseloo et al [20])	9
Figura 2-2 Altura de talud v/s ángulo de talud para el gráfico empírico de estabilidad de taludes de Hoek (Vallejos [19]).	10
Figura 2-3 Diagrama de fuerzas actuantes y resistentes en la rebanada “i” del cuerpo (Vallejos [19]).	11
Figura 2-4 Factor de seguridad calculado con el software Slide usando los parámetros definidos en la Tabla 2-2.....	13
Figura 2-5 Ábaco de Hoek y Bray correspondiente a un talud completamente drenado (Wyllie et al [21]).	14
Figura 2-6 Gráfico basado en el criterio de Hoek-Brown para determinar el factor de seguridad para un ángulo de talud de 75°. (Li et al [10])	15
Figura 2-7 Sistema de clasificación Hoek-Brown del macizo rocoso (Wyllie et al [21]).	17
Figura 2-8 Síntesis de la etapa de optimización	23
Figura 2-9 Figura esquemática donde se muestran los elementos que determinan el ancho de rampa	23
Figura 2-10 Esquema conceptual del ancho del pretil	24
Figura 2-11 Síntesis de la etapa de diseño.....	25
Figura 2-12 Síntesis de la etapa de programación de la producción.....	26
Figura 3-1 Relación entre cohesiones y ángulos de fricción movilizados en falla para diversos taludes (Wyllie et al [21])	29
Figura 3-2 Gráfico de altura de talud para cada criterio considerado.....	30
Figura 3-3 Gráfico de la relación entre cohesión y ángulo de fricción para cada criterio considerado.	30
Figura 3-4 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 40.....	32
Figura 3-5 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 45.....	32
Figura 3-6 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 50.....	33
Figura 3-7 Geometría del cuerpo mineralizado.....	34
Figura 3-8 Beneficio/Metro v/s Altura de Talud.....	35
Figura 3-9 Relación entre la altura global de talud y el ángulo global de talud	36
Figura 3-10 Perfil de las envolventes económicas para cada FS aceptable	36
Figura 3-11 Beneficio/Metro v/s Altura de Talud.....	37
Figura 4-1 Vista de un perfil representativo de una sección este-oeste. (Norte 7.130.960)	38
Figura 4-2 Vista de un perfil representativo de una sección norte-sur. (Este 391.130).....	39
Figura 4-3 Vista en planta de la cota 1040, donde la línea corresponde a la división entre los 2 dominios definidos.....	40
Figura 4-4 Análisis de equilibrio límite para banco doble en el dominio 1 al asumir un ángulo de 87°	42
Figura 4-5 Componentes geométricos de talud a escala de banco.....	43
Figura 4-6 Ángulo global necesario en el talud para obtener un factor de seguridad de 1.3	45
Figura 4-7 Componentes geométricas de talud a escala global.....	46
Figura 4-8 Esquema conceptual para la definición del ángulo cara de banco	50
Figura 4-9 Esquema del proceso iterativo para obtener la envolvente económica cuyo ángulo de talud global se ajuste al factor de seguridad aceptable para cada escenario	52
Figura 5-1 Vista en planta de las envolventes económicas para los distintos escenarios considerados. En línea azul se ubica el perfil AA' de la próxima figura.....	55
Figura 5-2 Vista del perfil AA' de las envolventes económicas para los distintos FS aceptables	56
Figura 5-3 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.2	56
Figura 5-4 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.2	57
Figura 5-5 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.3.....	57
Figura 5-6 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.3	58
Figura 5-7 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.4.....	58

Figura 5-8 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.4	59
Figura 5-9 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.2	59
Figura 5-10 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.3	60
Figura 5-11 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.4	60
Figura 5-12 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.2	61
Figura 5-13 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.3	62
Figura 5-14 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.4	62
Figura 5-15 Gráfico de mineral, estéril y razón estéril-mineral para cada escenario	63
Figura 5-16 Gráfico de ley de Cu promedio para cada escenario	63
Figura 5-17 Gráfico de beneficio marginal para cada escenario	64
Figura 5-18 Gráfico de fino de Cu contenido en las envolventes económicas para cada escenario	64
Figura 5-19 Gráfico de diferencias porcentuales de mineral, estéril, razón estéril-mineral, ley de Cu, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4	65
Figura 5-20 Definición conceptual de las fases	66
Figura 5-21 Dimensión de parámetros operacionales que definen el ancho de rampa	67
Figura 5-22 Diseño final de la Fase1 considerando un FS de 1.3	69
Figura 5-23 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.3	69
Figura 5-24 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.3	70
Figura 5-25 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.3	70
Figura 5-26 Diseño final de las fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.3	71
Figura 5-27 Gráfico de mineral, estéril y razón estéril-mineral para cada escenario	73
Figura 5-28 Gráfico de ley de Cu para cada escenario	73
Figura 5-29 Gráfico de beneficio marginal para cada escenario	74
Figura 5-30 Gráfico de fino de Cu contenido en los diseños de rajo final para cada escenario	74
Figura 5-31 Gráficos de comparaciones de diferencias porcentuales de mineral, estéril, razón E/M, ley de Cu, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario entre los diseños mineros y las envolventes económicas tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4	76
Figura 5-32 Porcentaje de material total contenido dentro de la envolvente económica por fase	77
Figura 5-33 Porcentaje de mineral contenido dentro de la envolvente económica por fase	78
Figura 5-34 Diseño de rajo final y envolvente económica sobrepuesta para un FS aceptable de 1.3	79
Figura 5-35 Vista en planta de la cota 1060 correspondiente a un FS aceptable de 1.3	80
Figura 5-36 Vista en planta de la cota 1130 correspondiente a un FS aceptable de 1.3	80
Figura 5-37 Tonelaje total para cada escenario considerado	81
Figura 5-38 Mineral y razón estéril-mineral por fase para cada escenario considerado	81
Figura 5-39 Mineral y ley de Cu por fase para cada escenario considerado	82
Figura 5-40 Beneficio marginal por fase para cada escenario considerado	82
Figura 5-41 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 5 millones de toneladas por año	84
Figura 5-42 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 6 millones de toneladas por año	85
Figura 5-43 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 7 millones de toneladas por año	86
Figura 5-44 VPN de los programas de producción utilizando el algoritmo "Milawa NPV" para las distintas capacidades de planta de procesamiento	87
Figura 5-45 VPN de los programas de producción utilizando el algoritmo "Milawa Balanced" para las distintas capacidades de planta de procesamiento	87
Figura 5-46 VPN para distintos movimientos mina	88
Figura 5-47 Programas de producción para distintos límites de movimiento mina para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3	89
Figura 5-48 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.2	90
Figura 5-49 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3	90

Figura 5-50 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.4	91
Figura 5-51 VPN para los distintos escenarios	92
Figura 5-52 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.2	92
Figura 5-53 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.3	93
Figura 5-54 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.4	93
Figura 5-55 Movimiento y ley media por período para cada escenario de FS aceptable	94
Figura 5-56 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.2	95
Figura 5-57 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.3	95
Figura 5-58 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.4	96
Figura 5-59 Gráficos de movimiento y razón estéril-mineral por período y fase	97
Figura 5-60 VPN para los distintos escenarios	99
Figura 5-61 Aporte al VPN por Fase	100
Figura 5-62 Aporte de fino recuperado de Cu por Fase	101
Figura 5-63 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.3.....	102
Figura 5-64 Foto de avance del rajo en el año 3 para un FS aceptable de 1.3.....	102
Figura 5-65 Foto de avance del rajo en el año 6 para un FS aceptable de 1.3.....	103
Figura 5-66 Foto de avance del rajo en el año 9 para un FS aceptable de 1.3.....	103
Figura 5-67 Foto de avance del rajo en el año 12 para un FS aceptable de 1.3.....	104
Figura 5-68 Foto de avance del rajo en el año 15 para un FS aceptable de 1.3.....	104
Figura 5-69 Foto de avance del rajo en el año 18 para un FS aceptable de 1.3.....	105
Figura 5-70 Foto de avance del rajo en el año 21 para un FS aceptable de 1.3.....	105
Figura 5-71 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.2 (pared final)	106
Figura 5-72 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.3 (pared final)	107
Figura 5-73 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.4 (pared final)	108
Figura 5-74 Foto de avance del rajo en el año 9 para un FS aceptable de 1.3.....	109
Figura 5-75 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.2	110
Figura 5-76 Gráficos análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.3	111
Figura 5-77 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.4	112
Figura 8-1 Diseño final de la fase1 considerando un FS de 1.2	118
Figura 8-2 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.2.....	119
Figura 8-3 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.2.....	119
Figura 8-4 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.2	120
Figura 8-5 Diseño final de las fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.2	120
Figura 8-6 Diseño final de la fase1 considerando un FS de 1.4	121
Figura 8-7 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.4.....	121
Figura 8-8 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.4.....	122
Figura 8-9 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.4	122
Figura 8-10 Diseño final de las Fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.4	123
Figura 8-11 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.2	124
Figura 8-12 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3	124
Figura 8-13 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3	125
Figura 8-14 VPN para los distintos escenarios	126
Figura 8-15 Aporte de fino recuperado de Cu.....	126
Figura 8-16 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.2.....	127
Figura 8-17 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.4.....	127

1. Introducción

1.1 Descripción del Problema

Los componentes geométricos de un talud minero permiten realizar el proceso de optimización y de diseño operativo del rajo, aspectos que son fundamentales a la hora de establecer un programa de producción y dar valor económico al negocio minero. Los componentes geométricos además de ser relevantes en términos económicos, lo son también en términos de seguridad operativa, pues éstos están asociados a un criterio de aceptabilidad del diseño que permite conocer la estabilidad de los taludes del rajo.

En la **Figura 1-1** se ilustran los componentes geométricos de un talud minero.

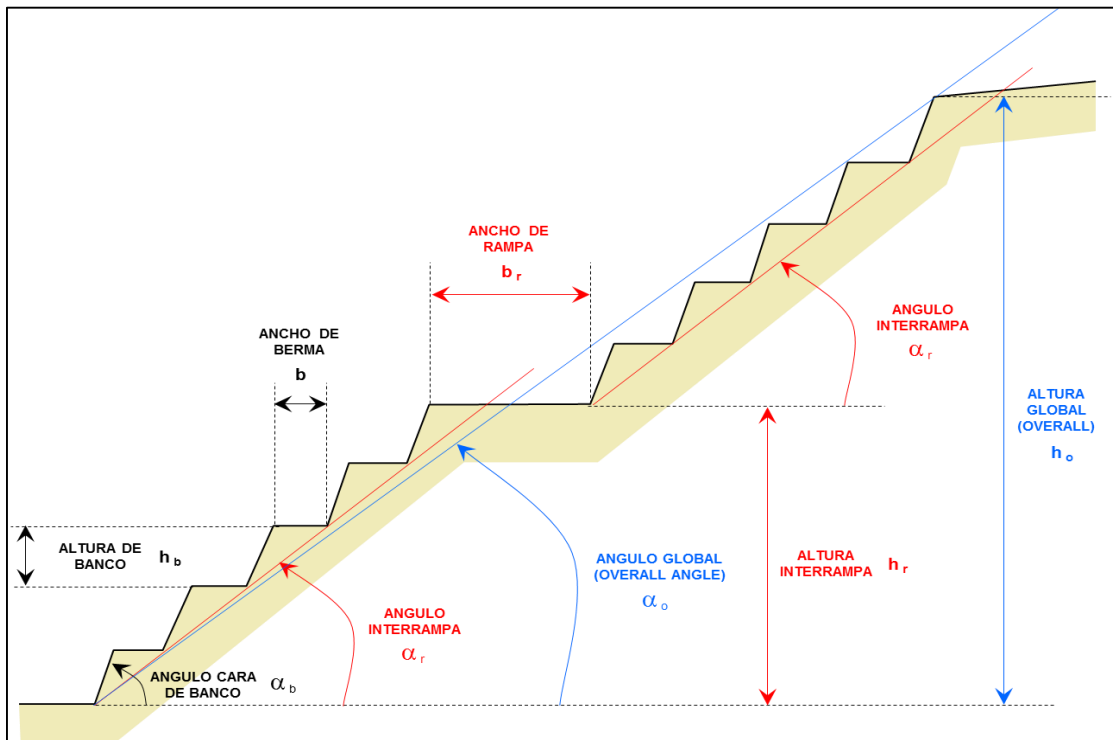


Figura 1-1 Ilustración de los componentes geométricos de un talud minero (Vallejos [19])

Tal como puede ser observado en la **Figura 1-1**, los principales componentes geométricos de un talud minero son:

- **Ángulo cara de banco:** Corresponde al ángulo que es formado entre el plano horizontal y la pared del banco. En la mayoría de los rajes abiertos de roca dura posee rangos entre los 55° y los 80° (Hustrulid et al [8]).
- **Altura de banco:** Es la altura que típicamente debe adaptarse a las características del equipo de carguío que operará en la mina (Hustrulid et al [8]).

- Ancho de berma: Es la distancia medida entre la pata del banco y la cresta del banco.
- Ángulo inter-rampa: Es el ángulo entre la pata del talud por donde pasa un segmento de rampa y la pata del banco inmediatamente superior.
- Ángulo global de talud: Es el ángulo medido entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta la superficie topográfica original.
- Altura de talud global: Corresponde a la altura proyectada en el eje vertical entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta a la superficie topográfica original.
- Ancho de rampa: Corresponde al ancho del segmento por donde circularán los equipos de transporte.

La determinación de los componentes geométricos de un talud minero está basada en algún criterio de aceptabilidad del diseño en conjunto con los requerimientos de la operación minera. El criterio de aceptabilidad del diseño minero típicamente está expresado en función del factor de seguridad que es la relación existente entre las fuerzas resistentes y las fuerzas solicitantes.

Por su parte, el proceso de planificación minera tiene como resultado un plan de producción que permite cuantificar las reservas mineras, determinar la vida de la mina y los movimientos por períodos, entre otros aspectos, lo que va a permitir dar un valor económico al negocio minero y de esta forma justificar las inversiones y costos que requieran su implementación y operación. Sin embargo, en el proceso de planificación normalmente no existe una indagación respecto de cuáles fueron los criterios para la obtención de las componentes geométricas, y comúnmente se usan éstas como parámetros para la optimización y el diseño de fases.

Una determinación adecuada de la configuración de los componentes geométricos de un talud, puede significar importantes mejoras en el proceso de agregar valor a la operación minera. Un ejemplo que cabe destacar es el de la mina Sandsloot ubicada en Sudáfrica, en donde a partir de la información geotécnica recopilada y adoptando un criterio razonable de aceptabilidad en el diseño, se pudo incrementar el ángulo global en 7°, lo que permitió extender la vida de la mina añadiendo 2 bancos más con respecto a la planificación previa. En el caso particular de esta operación minera se demostró que por cada incremento de 1° en el ángulo de talud global se ahorran aproximadamente US\$ 120 millones en costos asociados al movimiento de lastre (Bye et al [1]).

En las últimas décadas, la profundidad alcanzada por los rajos en la minería a cielo abierto ha crecido de manera significativa. De esta forma el hecho de minimizar la cantidad de lastre a extraer tiene gran relevancia desde un punto de vista económico. Esto puede ser alcanzado al realizar un diseño de taludes lo más empinado posible. Sin embargo, mientras más empinado sea el talud mayores son los riesgos asociados. El hecho de asegurar la integridad de las personas y tener una operación continua a lo largo de la vida de la mina es crucial para tener un negocio exitoso (Franz [4]).

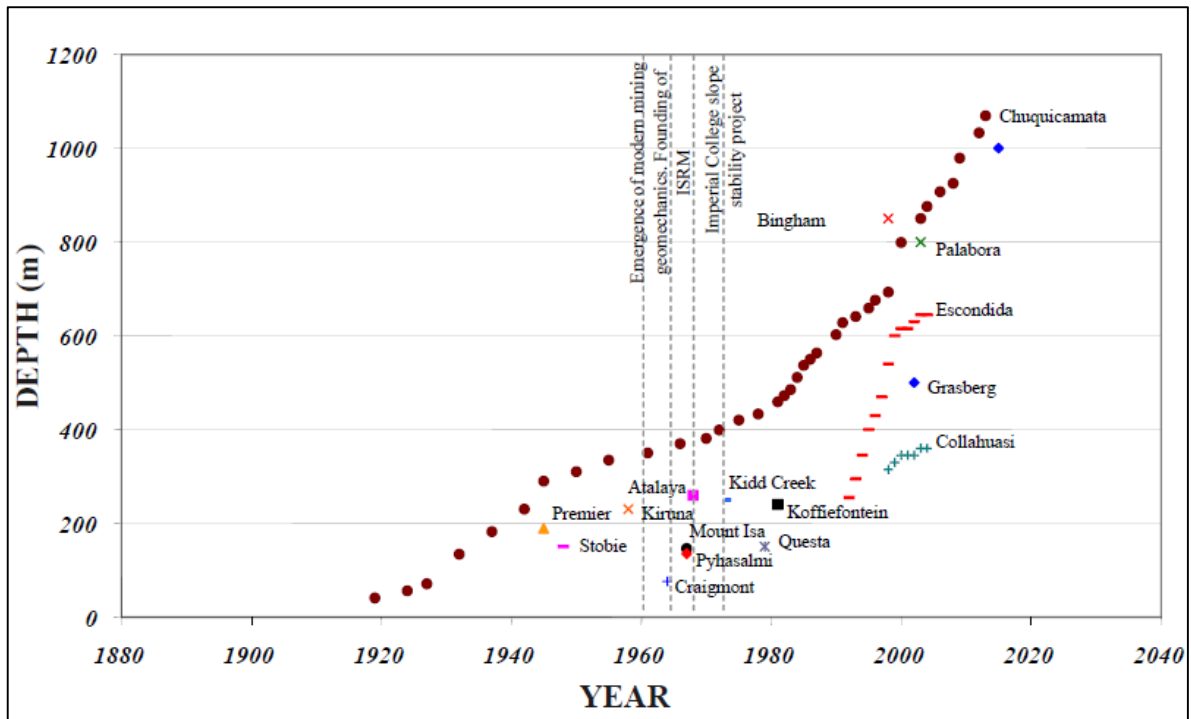


Figura 1-2 Evolución histórica de la profundidad de minas operadas a cielo abierto (Vallejos [19])

Un problema interesante que surge y que se pretende abordar en este trabajo de tesis es analizar cómo puede cambiar el valor del negocio minero al variar el factor de seguridad aceptable dentro de límites razonables. Resulta lógico pensar que al variar los ángulos de talud, se producirán cambios en los procesos de optimización del rajo, en el diseño operativo de fases, y por consiguiente en el programa de producción minero, lo que podría tener un impacto en la valorización de un proyecto.

1.1 Objetivos

1.1.1 Objetivo General

El objetivo general y principal de este trabajo consiste en determinar cuál es el impacto que se produce en la envolvente del rajo final, en el diseño minero de fases, en el plan de producción, y en la valorización de los planes, al variar el factor de seguridad aceptable de los taludes pertenecientes a un rajo abierto.

1.1.3 Objetivos Específicos

- Determinar los fundamentos y criterios geomecánicos que permitan calcular el factor de seguridad en un talud minero.
- Validación de los impactos que se producen en la planificación minera a cielo abierto al variar el factor de seguridad aceptable en un talud minero a través de un caso de estudio. Se deberán abordar los principales pasos de un plan minero a cielo abierto para los distintos escenarios de factores de seguridad aceptables a considerar. Estos pasos incluyen la optimización del rajo final, la definición y el

diseño operativo de las fases, el programa de producción, y una evaluación económica del plan.

1.2 Metodología

La metodología para poder realizar este trabajo de acuerdo a los objetivos propuestos es la siguiente:

1. Revisión bibliográfica que permita entender y aplicar los fundamentos geomecánicos para el cálculo del factor de seguridad. También debe ser necesario recopilar información referente a los rangos de valor del factor de seguridad que se utilizan en la industria como criterios de aceptabilidad del diseño.
2. Análisis y elección del criterio para la determinación de la resistencia de un macizo rocoso en un talud minero.
3. Análisis de la envolvente económica al considerar distintos factores de seguridad aceptables a través de un ejemplo conceptual en 2 dimensiones.
4. Elección de un caso de estudio para realizar el ejercicio de planificación considerando distintos factores de seguridad aceptables.
5. Optimización para la obtención de la envolvente económica. Dentro de este paso, se debe analizar la ubicación de los rajos anidados para una definición conceptual de las fases.
6. Diseño minero de cada una de las fases.
7. Programas de producción mineros.
8. Evaluación para cada programa de producción.
9. Determinación de los factores de seguridad por período para cada programa de producción.

1.3 Alcances

- El nivel de análisis que se usará tanto para el estudio geomecánico como para la planificación minera va a estar enfocado a una etapa de prefactibilidad.
- En este trabajo se usará un ejemplo como referencia conceptual y posteriormente se validarán los resultados a través de un caso de estudio orientado a una explotación minera a cielo abierto.

2. Antecedentes Bibliográficos

2.1 Criterios de aceptabilidad en el diseño minero

Típicamente los criterios de aceptabilidad en el diseño minero están expresados en términos del factor de seguridad (FS). El factor de seguridad es la relación existente entre las fuerzas resistentes y las fuerzas solicitantes en el talud. Matemáticamente se define como:

$$FS = \frac{F_r}{F_a} [1]$$

Donde:

F_r := fuerzas resistentes.

F_a := fuerzas actuantes.

Es importante notar que el FS corresponde sólo a un índice, donde el criterio para la determinación del valor adecuado de este parámetro dependerá en gran medida de la experiencia y juicio del ingeniero encargado de los diseños, del método con el cual se están llevando a cabo los cálculos de diseño, del grado de confiabilidad de los datos, y la experiencia en el tiempo en casos de acierto y error. Por lo mismo, es importante que el FS se considere en conjunto con los parámetros geotécnicos y las condiciones hidrogeológicas de acuerdo a las investigaciones llevadas a cabo en terreno.

El rango de valores del factor de seguridad que se usan en minería presentan variaciones que van desde 1.1 para taludes que no son críticos hasta valores de 1.6. Este valor va a depender de la escala para la cual se esté evaluando el factor de seguridad (banco, inter-rampa o talud global), así como de las consecuencias en el caso que se produzca una falla. De esta forma, en taludes que presentan infraestructura asociada como chancados o correas, el valor del factor de seguridad aceptable suele ser más alto que en el caso de taludes que no presenten infraestructura crítica.

Otro concepto que se ha incorporado recientemente como criterio de aceptabilidad en el diseño minero y que normalmente es utilizado en mecánica de rocas en conjunto con el factor de seguridad, es una componente estadística definida como probabilidad de falla. La forma más común para definir la probabilidad de falla viene dada por la siguiente expresión:

$$PoF = P(FS \leq 1) [2]$$

Donde PoF es la probabilidad de falla considerando el FS como una variable aleatoria. No hay un criterio fijo para definir el criterio de aceptabilidad que relaciona el PoF y FS. Comúnmente este criterio varía dependiendo del autor y de la operación minera (Weseloo et al [20]). En efecto, tanto el factor de seguridad, la probabilidad de falla o el desplazamiento aceptable que es usado en el diseño debe ser apropiado para cada operación (Wyllie et al [21]).

A modo de referencia cabe notar que Swan y Sepúlveda (2000) realizaron la confección de un método donde se establecen los criterios de aceptabilidad para el rajo Ujina perteneciente a la operación minera Collahuasi. Estos criterios toman en cuenta las consecuencias de tener una inestabilidad de talud a escala de banco, inter-rampa y talud global. En dicho estudio el criterio de aceptabilidad del factor de seguridad en taludes globales varía entre 1.3 y 1.6, y la probabilidad de falla PoF entre 8% y 15%. Cabe notar que los valores mencionados para el FS y la PoF que algunos especialistas considerarían relativamente altos, son específicos para el rajo de Ujina, pero el concepto que hay en la metodología propuesta por los autores puede ser aplicado a cualquier operación minera (Weseloo et al [20]).

Otro antecedente que cabe mencionar es el caso del rajo Sandsloot, donde el análisis de estabilidad de los taludes a escala global se llevó a cabo usando un FS de 1.25 y una PoF que varía entre un 15% a un 20% (Bye et al [1]).

Un estudio que también es relevante mencionar en este trabajo, corresponde al estudio de prefactibilidad para el rajo sur de Teniente. Para el diseño de las paredes del rajo, la estabilidad mecánica fue cuantificada en términos del factor de seguridad y la probabilidad de falla. El criterio de aceptabilidad para la estabilidad de los taludes que se usó fue el siguiente (Hormazábal et al [7]):

Escala de Banco: $FS > 1.1$ y $PoF < 30\%$

Escala Inter-rampa: $FS > 1.2$ y $PoF < 10\%$

Escala Global: $FS > 1.3$ y $PoF < 5\%$

En el caso de Chuquicamata para el diseño de taludes a escala inter-rampa y global bajo condiciones normales (sin eventos de terremotos, con el nivel freático esperado, y el uso de una tronadura controlada), el factor de seguridad tiene que ser igual o superior a 1.3. En una condición extrema (considerando terremotos, con un nivel freático alto, y con una mala calidad de tronadura) el factor de seguridad debe ser igual o superior a 1.1. La probabilidad de falla a escala inter-rampa en una condición operacional debe ser menor o igual a un 10% y a una escala global deber ser igual o inferior a un 5% (Flores et al [3]).

Otro caso que cabe mencionar en este trabajo es el caso de la mina de oro Main Cresson, ubicada en el estado de Colorado en Estados Unidos. En esta mina un factor de seguridad de 1.3 se considera aceptable para el diseño de taludes a escala global (Pierce et al [14]).

En la **Tabla 2-1** se muestra un resumen que muestra rangos de los valores del factor de seguridad y de la probabilidad de falla a distintas escalas y que típicamente son usados como criterios de aceptabilidad en la industria minera.

Escala de Talud	Consecuencia de la falla	FS	PoF (P[FS ≤ 1])
Banco	Baja – Media	1.1	25% - 50%
Inter-Rampa	Baja	1.15 - 1.2	25%
	Media	1.2	20%
	Alta	1.2 - 1.3	10%
Global	Baja	1.2-1.3	15% - 20%
	Media	1.3	5% - 10%
	Alta	1.3-1.5	≤ 5%

Tabla 2-1 Resumen de los factores de seguridad aceptables para distintas escalas de talud (Weseloo et al [20]).

2.2 Incerteza de los Datos

Como se mencionó anteriormente, los criterios de aceptabilidad se basan principalmente en una cuantificación del factor de seguridad (FS) y la probabilidad de falla (PoF). La determinación de los valores se realiza en base a datos recopilados en terreno los cuales tienen asociados incertezas. Determinar, cuantificar e informar la incerteza de los datos es un aspecto fundamental para poder analizar el nivel de credibilidad en el análisis de estabilidad de los taludes del rajo. Las incertezas en los datos se pueden clasificar de la siguiente manera:

- **Incerteza geológicas:** Como su nombre lo indica las incertezas geológicas suelen estar relacionadas con la identificación y geometría de las unidades geológicas y geotécnicas, que pueden corresponder por ejemplo a la definición de las unidades litológicas de un yacimiento.
- **Incerteza de los parámetros:** Este nivel de incerteza está relacionado con los parámetros geotécnicos de la roca que comprende el yacimiento, como por ejemplo la cohesión y el ángulo de fricción, y las variables hidrogeológicas entre otras.
- **Incerteza del modelo:** Este nivel de incerteza hace referencia fundamentalmente a los resultados del método que se está utilizando para determinar la estabilidad de los taludes. De esta forma aunque se tenga una certeza exacta de los datos, se tiene incerteza si existe una posibilidad que los resultados obtenidos del análisis puedan ser erróneos.

En una etapa de prefactibilidad se debe tener un nivel de confiabilidad de los datos geomecánicos de entre un 40% y un 60% para determinar la estabilidad de un talud. El análisis se realiza en base a experiencias en macizos rocosos similares, pero a diferencia de una etapa previa se deben considerar informaciones de sondajes hechos en el sitio (Read [15]).

2.3 Diseño de Taludes en Minería a Cielo Abierto

Normalmente el proceso de diseño parte con la división en dominios que tienen características geológicas, geotécnicas y estructurales similares. Las características de cada dominio pueden ser usadas para formular un diseño geotécnico. Esta formulación implica una evaluación de los factores críticos que van a determinar el potencial modo de falla que puede presentar cada uno de los dominios a escalas de banco, inter-rampa y global (Lorig et al [11]). Una vez que los modos de falla han podido ser identificados y cuantificados, los diseños se basan en un cierto nivel de aceptabilidad que va a estar definido de acuerdo a las políticas de la compañía y a las normas regulatorias.

En el caso de rocas duras, son las estructuras las que determinan el modo de falla (Lorig et al [11]). De esta manera los dominios geotécnicos se dividen en sectores para realizar un análisis cinemático del modo de falla que pueden presentar las estructuras a una escala de banco. Estos modos de falla pueden ser por cuñas, planas o por volcamiento. Este análisis cinemático se hace mediante proyecciones estereográficas.

Normalmente a escala de banco las variables más relevantes son:

- Ángulo de Cara de Banco. Este ángulo debe ser tal que permita una operación segura para las personas y equipos que van a estar operando. Se determina a través de un análisis cinemático.
- Altura de Banco. La altura de banco va a estar sujeta al tipo de equipo de carguío que se utilizará en la operación.
- Ancho de Berma. El ancho de berma debe ser de tal envergadura que permita la contención del desprendimiento de material, o bien de caída de roca desde bancos superiores. Una fórmula empírica que es utilizada en algunas operaciones mineras a cielo abierto viene dada por la fórmula de Ritchie modificada de acuerdo a Richard Call (Storey [18]).

$$\text{Ancho Berma } [m] = (0.2 * \text{Altura Banco} + 4.5) [m] [3]$$

En el caso de un macizo rocoso con fracturas muy próximas entre sí o bien en roca altamente lixiviada, no existe un patrón estructural definido y la superficie deslizante es libre de encontrar la línea de menor resistencia. Esta situación también es aplicable en taludes muy profundos en donde las características estructurales poseen una distribución que no está definida (Hustrulid et al [8]). Observaciones de las fallas que ocurren en estos materiales sugieren que la superficie de deslizamiento toma una forma circular (Wyllie et al [21]).

El análisis de equilibrio límite se aplica para el diseño geotécnico a escala inter-rampa o global, cuando el modo de falla es controlado por la resistencia del macizo rocoso. A escala inter-rampa se suele introducir una berma geotécnica cuando se alcanza la altura inter-rampa (una berma geotécnica o “catch berm” es una berma con un ancho mayor que la usada comúnmente para cada banco).

En la **Figura 2-1** se presenta de forma esquemática el proceso de diseño de taludes en minería a cielo abierto.

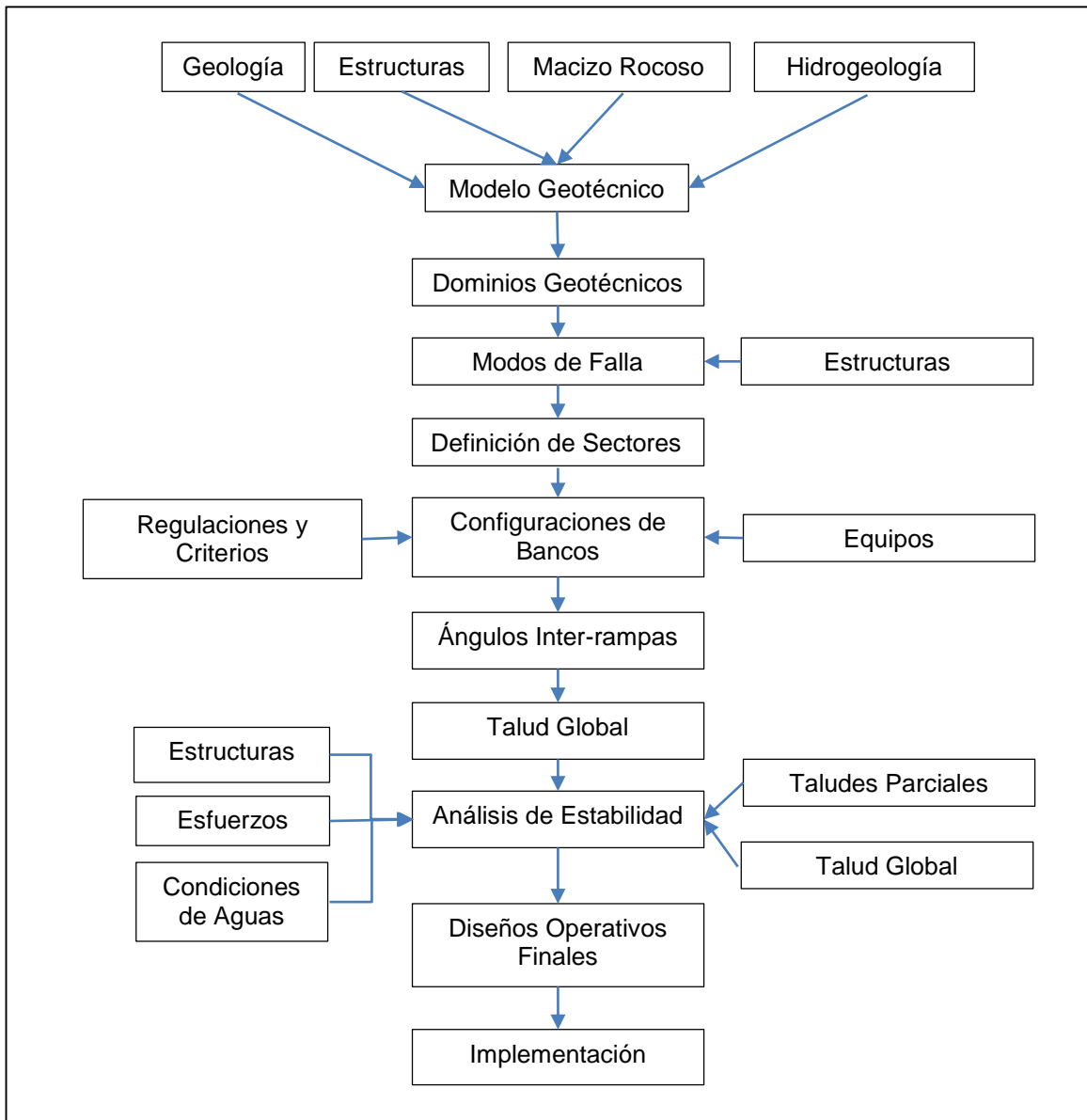


Figura 2-1 Proceso de Diseño de Taludes (Weseloo et al [20])

2.4 Métodos Empíricos para Determinar el Ángulo Global de un Talud

En una etapa temprana de un proyecto, cuando los datos son limitados y el modelo geotécnico aún no ha sido totalmente desarrollado, los gráficos empíricos pueden ser extremadamente útiles para establecer un diseño de taludes preliminar, teniendo siempre en mente sus limitaciones (Lorig et al [11]).

2.4.1 Gráficos Empíricos de Ángulos de Talud v/s Gráficos de Altura

El principal gráfico empírico que se usa como referencia es el gráfico de Hoek que relaciona el ángulo de talud con la altura de talud, basado en taludes estables e

inestables. Sin embargo, este gráfico no tiene asociado la caracterización de los datos geotécnicos de los taludes y por lo tanto tiene un gran nivel de incertidumbre. Teniendo en cuenta estas limitaciones, el gráfico de Hoek puede proveer una primera aproximación. Por ejemplo permite ver que un talud de 200 metros con un ángulo global de 65° sería difícilmente estable.

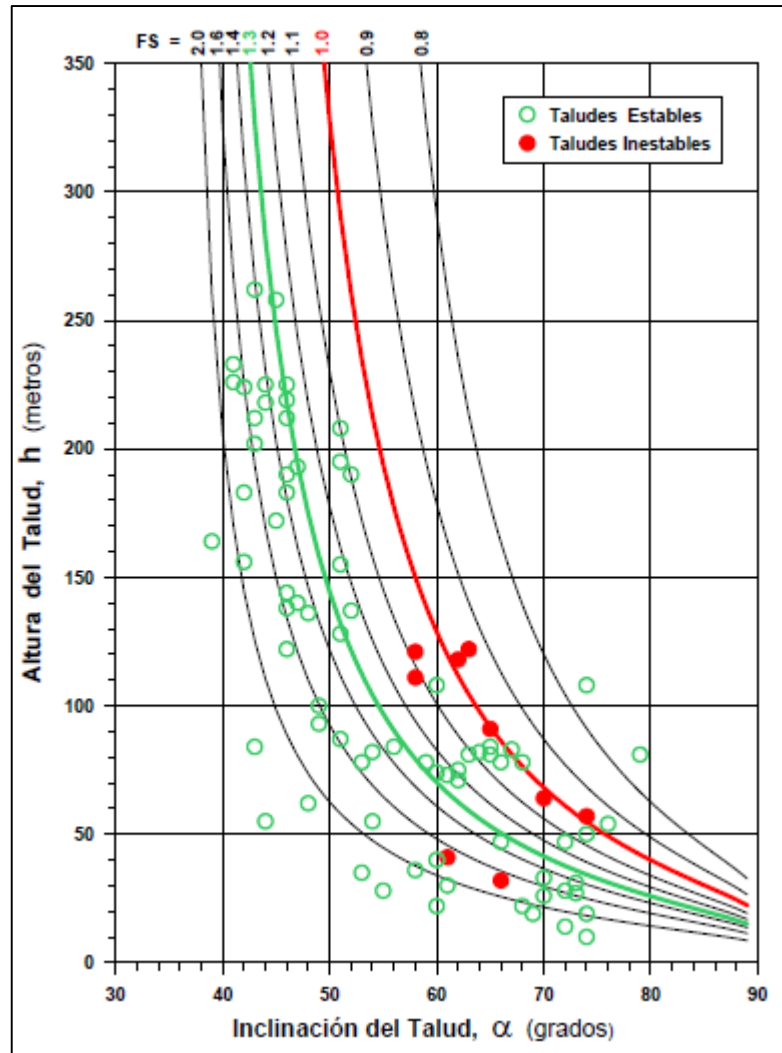


Figura 2-2 Altura de talud v/s ángulo de talud para el gráfico empírico de estabilidad de taludes de Hoek (Vallejos [19]).

En forma adicional al gráfico de Hoek, también se puede mencionar el gráfico de Sjöberg, en donde a diferencia del gráfico de Hoek tiene incorporados los parámetros R3 y R4 de clasificación de la roca. La calidad de roca que comprende desde R1 a R8 está basada en la clasificación hecha por Brown. A modo de explicación una roca con clasificación R3 significa que tiene una resistencia a la compresión uniaxial entre 25 a 50 MPa, y una roca con clasificación R4 significa que posee una resistencia a la compresión uniaxial entre 50 a 100 MPa (Hoek et al [5]). Sin embargo, este gráfico no incluye ningún parámetro geotécnico adicional, por lo que se puede decir que el nivel de incerteza incorporado es amplio.

2.5 Métodos para determinar el Factor de Seguridad de un Talud

2.5.1 Método de Equilibrio Límite de Bishop

Normalmente en los métodos de equilibrio límite se hace un análisis en 2 dimensiones de un cuerpo dividido en “n” rebanadas a lo largo de una superficie que usualmente es circular, pero que eventualmente puede tomar otras formas. El método más común y usado es el método de Bishop. En el método de Bishop el factor de seguridad se define como:

$$FS = \frac{M_r}{M_s} \quad [4]$$

Donde:

M_r := momentos resistentes.

M_s := momentos solicitantes.

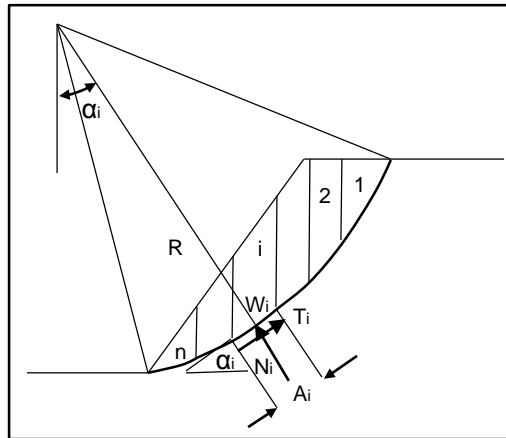


Figura 2-3 Diagrama de fuerzas actuantes y resistentes en la rebanada “i” del cuerpo (Vallejos [19]).

En la **Figura 2-3** se puede ver que en la rebanada “i” el momento actuante viene dado por:

$$M_{si} = RW_{si} \quad [5]$$

$$W_{si} = W \sin \alpha_i \quad [6]$$

Donde:

W_{si} := componente del peso en dirección contraria a la fuerza resistente.

El momento resistente viene dado por la resistencia al corte de acuerdo al criterio de Mohr-Coulomb:

$$M_{ri} = RT_i \quad [7]$$

$$T_i = cA_i + N_i \tan \phi \quad [8]$$

Donde:

c := cohesión del macizo rocoso

\emptyset := ángulo de fricción del macizo rocoso

N_i := fuerza normal que se define como:

$$N_i = W_{ri} - P \quad [9]$$

Donde:

W_{ri} := componente del peso en la dirección de la fuerza normal N_i

P := fuerza del agua en dirección opuesta a la normal.

De esta forma el factor de seguridad quedaría expresado de la siguiente manera:

$$FS = \frac{\sum_{i=1}^n (cA_i + (W_{ri} - P) \tan \emptyset)}{\sum_{i=1}^n W_{si}} \quad [10]$$

Cabe destacar que en el método de Bishop, la interacción de esfuerzos entre rebanadas es despreciada. A continuación se hará un ejemplo en donde se calculará de forma analítica el factor de seguridad para un talud con las siguientes características:

Altura de Talud [m]	45
Ángulo de Talud [°]	45
Cohesión Macizo Rocosos [kg/m ²]	7,031
Densidad del Macizo Rocosos [kg/m ³]	2,800
Ángulo de Fricción del Macizo Rocosos [°]	35

Tabla 2-2 Parámetros para calcular el factor de seguridad usando el método de Bishop

Mediante los parámetros dados en la **Tabla 2-2** es posible obtener para cada rebanada los valores de W_{si} , W_{ri} , α_i . En este caso se asumió una superficie de falla circular de radio 45 metros que pasara por la cresta y la pata del talud y un número de 5 rebanadas. Asumiendo un ancho unitario de la rebanada y que no hay presión de agua se obtiene que el valor del factor de seguridad es de 1.51.

En la actualidad existe un software que permite calcular el factor de seguridad basado en el método de Bishop llamado Slide. En este software, se calcula el factor de seguridad para las superficies de falla generadas para cada centro de deslizamiento. Al realizar el análisis, el software por defecto arroja el valor mínimo del FS correspondiente a una superficie de falla considerando todas las superficies posibles.

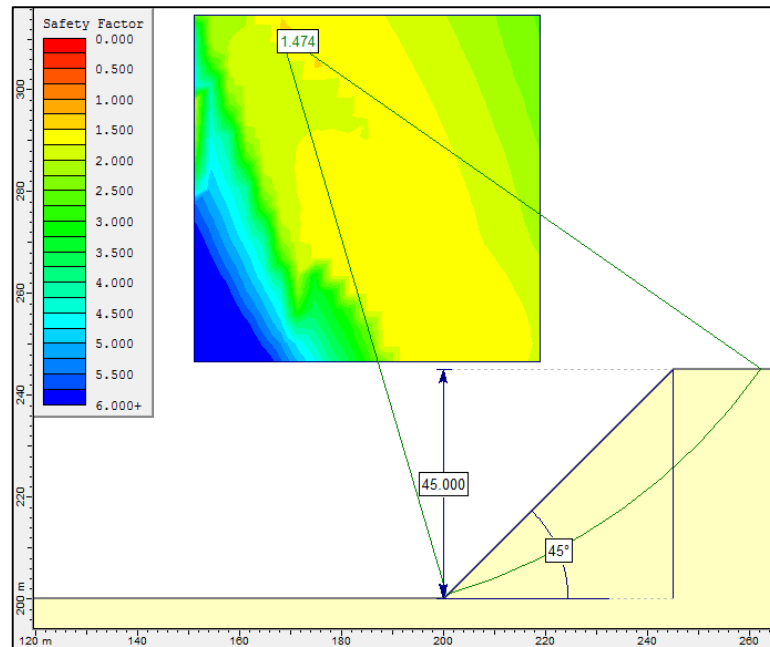


Figura 2-4 Factor de seguridad calculado con el software Slide usando los parámetros definidos en la Tabla 2-2

De la **Figura 2-4**, se obtiene que el FS calculado mediante Slide es de 1.474, que corresponde al mínimo FS de todas las superficies de falla posibles generadas para cada centro de deslizamiento.

2.5.2 Gráfico de Diseño de Hoek y Bray

Un gráfico comúnmente utilizado para determinar la estabilidad de taludes es el ábaco de Hoek & Bray. El uso de este ábaco requiere que se cumplan las siguientes condiciones (Lorig et al [11]):

- El material del talud debe ser homogéneo, con resistencia de corte uniforme a lo largo de la superficie de falla.
- El esfuerzo de corte es caracterizado por el criterio de falla de Mohr-Coulomb:

$$\tau = c + \sigma \tan \phi$$

- La falla ocurre de manera circular pasando a través de la pata del talud.
- Una grieta de tracción vertical está presente en la superficie de arriba de la cara del talud.
- La ubicación de la grieta de tracción y de la superficie deslizante son tales que el FS es un mínimo para la geometría del talud y las condiciones de agua consideradas.

Además de todas las condiciones descritas anteriormente, se debe tener en cuenta que este ábaco fue optimizado para densidades de 18.9KN/m^3 (i.e. 1.93 T/m^3). Densidades mayores pueden derivar en mayores factores de seguridad que el indicado en el ábaco. De esta manera no sería estrictamente correcto el uso del ábaco para materiales cuyas densidades tengan diferencias significativas con respecto al valor con el cuál fue optimizado, lo que incluye a la mayor parte de los taludes mineros (Lorig et al [11]).

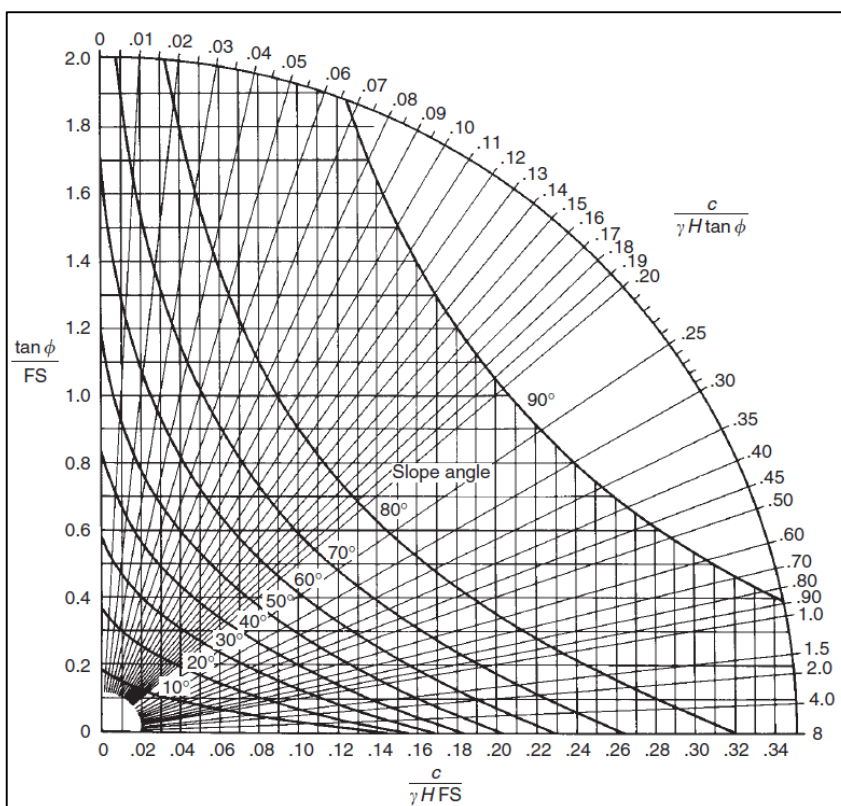


Figura 2-5 Ábaco de Hoek y Bray correspondiente a un talud completamente drenado (Wyllie et al [21]).

Como síntesis de todos los análisis considerados anteriormente, se puede concluir que el ábaco de Hoek y Bray puede proveer una aproximación del ángulo de talud en un primer análisis. No obstante, el método de equilibrio límite de Bishop entrega resultados más consistentes con la realidad. Es importante mencionar que el método de Bishop está dentro de un 5% del FS calculado con otros análisis más rigurosos (Vallejos [19]).

2.5.3 Otros Gráficos de Diseño Basados en el Criterio de Falla de Hoek-Brown

En forma adicional al ábaco de Hoek y Bray, también existen gráficos de estabilidad de taludes desarrollados por Li et. al. (2008) basados en el criterio de falla de Hoek-Brown (en la **sección 2.6.1** del presente trabajo se describe el criterio recién mencionado). Es importante mencionar que el criterio de Hoek-Brown en macizos rocosos sólo puede ser aplicado donde hay suficiente número de estructuras espaciadas a una distancia cercana y en distintas direcciones, de manera que un comportamiento isótropo del macizo pueda ser asumido (Hoek et al [5]). A continuación se presenta un gráfico basado en el criterio de Hoek-Brown que permite determinar el factor de seguridad para un ángulo de talud específico. Es importante mencionar que de acuerdo a esta metodología para cada ángulo de talud se debe usar el gráfico correspondiente (Li et al [10]).

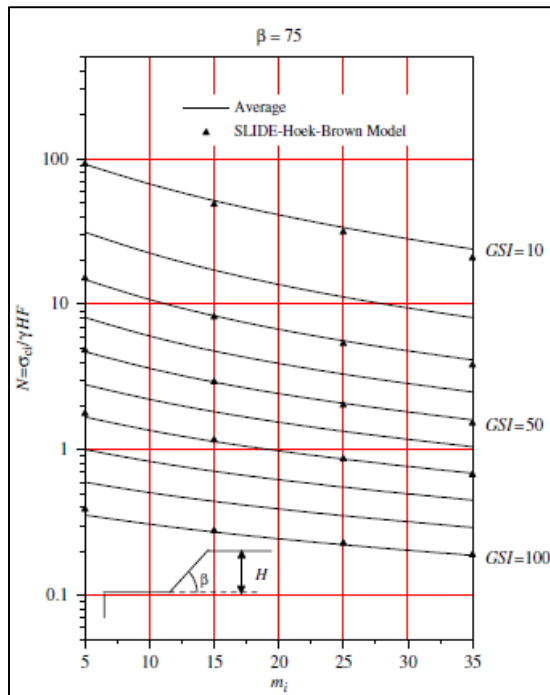


Figura 2-6 Gráfico basado en el criterio de Hoek-Brown para determinar el factor de seguridad para un ángulo de talud de 75° . (Li et al [10])

Una de las desventajas de estos gráficos es que se construyeron basados en el supuesto de un macizo rocoso no perturbado, lo cual no es cierto en taludes mineros, ya que al existir tronadura y desconfinamiento, sí hay perturbación del macizo rocoso. En efecto, la experiencia en el diseño de minas a cielo abierto a gran escala ha mostrado que asumir un macizo rocoso no perturbado, implica considerar propiedades del macizo muy optimistas para determinar el factor de seguridad (Hoek et al [6]). Usando este argumento, los gráficos propuestos por Li et al. para determinar la estabilidad de taludes basados en el criterio de Hoek-Brown solo tendrían validez para taludes naturales, lo que no es el caso para taludes mineros.

En forma adicional a lo explicado en el párrafo anterior, se llevó a cabo una comparación de los resultados entre los gráficos de estabilidad de taludes de acuerdo a Li et al. para ángulos de talud de 15° , 30° , 45° , 60° y 75° , con respecto a resultados obtenidos usando el método de equilibrio límite de Bishop con el software Slide. La comparación mostró que entre los 2 métodos la desviación estándar de los resultados era considerable (Nekouei et al [12]).

De acuerdo a la información analizada en esta sección del presente capítulo, se utilizará el método de equilibrio límite de Bishop para calcular el factor de seguridad en un talud. En la próxima sección del presente trabajo se describirán los criterios para determinar la resistencia de un macizo rocoso.

2.6 Criterios para Determinar la Resistencia de un Macizo Rocosó

A continuación se hará una breve descripción de los criterios para determinar la resistencia de un macizo rocoso.

2.6.1 Criterio de Falla de Hoek-Brown

El criterio de falla de Hoek-Brown para un macizo rocoso se define de la siguiente manera:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad [11]$$

Donde:

σ'_1 es el esfuerzo principal mayor en la envolvente de falla.

σ'_3 es el esfuerzo principal menor en la envolvente de falla.

σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

m_b es el valor reducido de la constante del macizo rocoso que se define como:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad [12]$$

Los parámetros “s” y “a” en la ecuación del criterio generalizado de Hoek-Brown, son constantes del macizo rocoso que se definen como sigue:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad [13]$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad [14]$$

En la ecuación anterior, D depende del grado de perturbación a la que el macizo rocoso ha sido expuesto debido a la tronadura y a la relajación de esfuerzos. Este factor varía desde 0 para macizos rocosos no perturbados hasta 1 para macizos rocosos muy perturbados.

El parámetro GSI corresponde al sistema de clasificación del macizo rocoso de acuerdo a Hoek-Brown. Este sistema se puede resumir brevemente de acuerdo a la **Figura 2-7**.

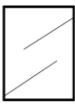





GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)		SURFACE CONDITIONS				
<p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		SURFACE CONDITIONS				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10
		↑ DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓				

Figura 2-7 Sistema de clasificación Hoek-Brown del macizo rocoso (Wyllie et al [21]).

2.6.2 Criterio de Call-Nicholas

El criterio de Call-Nicholas relaciona la resistencia del macizo rocoso directamente con el grado de fracturamiento presente en éste a través de una combinación de la resistencia de la roca intacta y la resistencia a la fractura natural como función del parámetro RQD (Karzulovic et al [9]). En este criterio se tienen las siguientes ecuaciones:

$$r = \alpha e^{\beta(\%RQD)} \quad [15]$$

Donde:

$$\alpha = 0.225 \text{ y } \beta = 0.013 \text{ si } RQD > 50$$

$$\alpha = 0.475 \text{ y } \beta = 0.007 \text{ si } RQD \leq 50$$

Las ecuaciones para calcular la cohesión y el ángulo de fricción del macizo rocoso son las siguientes:

$$C_m = \delta[r^2 c_i + (1 - r^2)c_j] \quad [16]$$

$$\phi_m = \tan^{-1}[r^2 \tan \phi_i + (1 - r^2) \tan \phi_j] \quad [17]$$

Donde:

c_i := cohesión de la roca intacta

c_j := cohesión de las discontinuidades

ϕ_i := ángulo de fricción de la roca intacta

ϕ_j := ángulo de fricción de las discontinuidades.

$\delta = 0.5$ para roca fracturada con un valor de la resistencia a la compresión uniaxial mayor a 60 MPa.

$\delta = 1.0$ para roca masiva con un valor de la resistencia a la compresión uniaxial menor a 15 Mpa.

Es importante mencionar que existe la siguiente relación entre el RQD y el GSI:

$$GSI = 1.5P(J_c^{89}) + \frac{RQD}{2} \quad [18]$$

En la ecuación anterior $P(J_c^{89})$ corresponde al puntaje asignado a la condición de las discontinuidades de acuerdo al sistema de clasificación para macizos rocosos RMR de Bieniawsky (1989). De acuerdo a este sistema se asigna el siguiente puntaje a la condición de las discontinuidades.

Condición de la Discontinuidades	Puntaje
Superficies muy rugosas No continuas Sin separación Roca pared no meteorizada	30
Superficie ligeramente rugosa Separación < 1 mm	25
Superficie ligeramente rugosa Separación < 1 mm Paredes altamente meteorizadas	20
Superficies lisas, o Relleno < 5mm Juntas abiertas 1-5 mm Continuas	10
Relleno blando > 5mm de espesor, o Juntas abiertas > 5mm Continuas	0

Tabla 2-3 Puntaje de la condición de las discontinuidades de acuerdo al criterio de Bieniawsky (1989). (Vallejos [19]).

2.6.3 Criterio Basado en el Sistema de Clasificación del Macizo Rocosos de Bieniawsky (1989)

Inicialmente los valores de la cohesión y el ángulo de fricción de un macizo rocoso eran obtenidos a través de una calibración de los datos empíricos basados en la experiencia. Un ejemplo clásico de lo recién descrito es la calibración del ángulo de fricción y cohesión de acuerdo al sistema RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawsky (1989).

RMR Rating	Descripción	ϕ [°]	Cohesión [KPa]
81-100	Roca Muy Buena	> 45	> 400
61-80	Roca Buena	35 - 45	300-400
41-60	Roca Regular	25 - 35	200-300
21-40	Roca Mala	15 - 25	100-200
<21	Roca Muy Mala	< 15	<100

Tabla 2-4 Cohesión y ángulo de fricción del macizo en función de RMR (Karzulovic [9]).

Para relacionar el criterio de Bieniawsky con el sistema de clasificación del macizo rocoso de Hoek-Brown, es importante considerar la siguiente ecuación:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad [19]$$

2.7 Tópicos de planificación Minera

En términos generales la planificación se entiende como la organización de un conjunto de actividades para lograr una meta determinada. A pesar de que la planificación minera es similar a la planificación llevada a cabo en otras industrias, difiere en que ésta depende de las reservas mineras estimadas.

Es importante mencionar que gran parte de las decisiones relacionadas con las inversiones en un proyecto minero son tomadas bajo escenarios que presentan gran incertidumbre. Entre las fuentes de incertidumbre cabe mencionar (Parra [13]):

Fuentes Técnicas de Incertidumbre:

- Leyes del recurso y su varianza asociada.
- Geotecnia del depósito.
- Desempeño Metalúrgico.

Fuentes Comerciales de Incertidumbre:

- Precio de los commodities.
- Tipos de cambios monetarios.
- Políticas monetarias y fiscales relacionadas con impuestos y royalties.

En la industria minera, la planificación ha ido cobrando cada vez mayor importancia ya que los accionistas demandan mayor creación de valor en ambientes cada vez más complejos que involucran entre otros aspectos: una tendencia a la baja en las leyes de los depósitos minerales, mayores costos de producción, y mayores regulaciones ambientales (Cacetta [2]). Existen diversos planes mineros que reflejan distintos espectros de escenarios; desde aquellos que poseen un mayor retorno, pero que por lo general presentan un mayor riesgo asociado, hasta aquellos que poseen un menor retorno y que por lo general poseen un menor riesgo.

2.7.1 Reservas Mineras

La determinación de las reservas tiene como objetivo evaluar el subconjunto de los recursos geológicos que son potencialmente extraíbles. De esta manera, para poder determinar las reservas mineras se deben incluir conceptos tales como el tiempo y las restricciones operacionales que son necesarias introducir para poder acceder y explotar el recurso mineral. Esta definición debe quedar necesariamente sustentada por el plan minero de largo plazo.

Es importante destacar que al incorporar el tiempo en la vida de una mina hay variaciones en el inventario de reservas debido a las siguientes razones (Parra [13]):

- Actualización de los recursos geológicos debido a la incorporación de nueva información.
- Actualización de la información geotécnica debido a la incorporación de nueva información, lo que en el caso de la minería a cielo abierto puede significar

variaciones en los ángulos de talud para todas las escalas (banco, inter-rampa, y global).

- Incertidumbre, que se ve reflejada fundamentalmente en el escenario de precios, costos y tasas de descuento a largo plazo, así como en innovaciones tecnológicas que pueden tener algún impacto en aspectos tales como la recuperación metalúrgica, cambios en el sistema de transporte y carguío, etc.

2.7.2 Horizontes de Planificación

Comúnmente en minería se establecen tres horizontes de planificación: planificación de largo plazo, planificación de mediano plazo, y planificación de corto plazo.

2.7.2.1 Plan Minero de Largo Plazo

En el plan minero de largo plazo se define un plan de acuerdo a los objetivos estratégicos de la compañía minera. Se realiza un perfil de la vida de la mina que conlleva una gran incertidumbre. Este plan por lo general abarca períodos anuales, aunque puede abarcar períodos trimestrales en los primeros años del plan de la vida de la mina. En este plan se definen los siguientes aspectos principales:

- Reservas Mineras.
- Vida de la Mina.
- Leyes de corte en el tiempo.
- Estimación de las inversiones relacionadas con el tamaño de las plantas de procesamiento de mineral, y requerimientos de equipos en el tiempo.
- Secuencia de explotación por fase y por banco a una escala de tiempo anual.

Los planes de largo plazo abarcan las siguientes etapas: optimización, diseño de fases, programas de producción y evaluación de los planes.

Optimización

Como resultado de esta etapa se obtienen los rajos anidados y se elige el rajo final.

Los rajos anidados se generan de acuerdo al algoritmo de Lerchs y Grossman, donde cada rajo anidado está asociado a un beneficio que viene dado por el precio de largo plazo multiplicado por un “revenue factor” o factor multiplicador. Es así que los rajos anidados que se generan con factores multiplicadores menores tienen un beneficio mayor en comparación con los rajos anidados generados con factores multiplicadores mayores.

Luego de la generación de los rajos anidados y para la elección del rajo final, se debe realizar una evaluación económica preliminar de cada uno de los rajos anidados, introduciendo restricciones de capacidades de procesamiento de mineral y de movimiento total, tasa de descuento, e inversiones. Como resultado se obtienen dos secuencias de extracción: el “best case” y el “worst case”. El primero corresponde a la ejecución del plan minero extrayendo rajo anidado a rajo anidado del material contenido en la envolvente económica, en tanto que el segundo corresponde a la ejecución del plan

minero extrayendo banco a banco del material contenido en la envolvente económica. Normalmente una alternativa que se encuentra entre los 2 escenarios y que es la que más se asemejaría a un plan minero real es el “specified case” que corresponde a una secuencia de extracción donde se agrupan una serie de rajos anidados como subconjunto del rajo final donde éstos conformarían fases preliminares. Finalmente la elección del rajo final está basada en los objetivos estratégicos de la compañía minera así como del criterio del planificador.

Una vez hecha y validada la envolvente económica, se procede a realizar un análisis de los resultados donde típicamente se consideran variables tales como:

- Tonelaje total
- Tonelaje de mineral
- Tonelaje de estéril
- Leyes del elemento de interés
- Razón estéril-mineral
- Fino de metal contenido
- Beneficio Marginal

Es importante mencionar que el beneficio marginal se define como el beneficio obtenido por cada unidad del elemento de interés extraída. Asumiendo que las unidades del elemento de interés están en libras y la ley en términos porcentuales, se puede expresar esta variable de la siguiente forma:

$$Ben\ Mrg[US\$/lb] = \frac{-C_m * ton - C_p * min + (P_{min} - C_{sell}) * \frac{Rec[\%]}{100} * \frac{Ley_{min}[\%]}{100} * min * 2204.62}{min * \frac{Rec[\%]}{100} * \frac{Ley_{min}[\%]}{100} * 2204.62} \quad [20]$$

Donde:

$$C_m := \text{Costo mina} \left[\frac{US\$}{T} \right]$$

$$ton := \text{Tonelaje extraído [T]}$$

$$C_p := \text{Costo de proceso} \left[\frac{US\$}{T} \right]$$

$$min := \text{Mineral enviado a planta [T]}$$

$$P_{min} := \text{Precio del mineral} \left[\frac{US\$}{lb} \right]$$

$$C_{sell} := \text{Selling cost} \left[\frac{US\$}{lb} \right] (\text{También llamado costo de fundición y refinación})$$

$$Rec := \text{Recuperación metalúrgica del mineral} [\%]$$

$$Ley_{min} := \text{Ley de mineral} [\%]$$

El factor 2204.62 es para convertir las toneladas métricas a libras y de esta manera calcular el beneficio marginal en [US\$].

Esquemáticamente se puede sintetizar la etapa de optimización en la **figura 2-8**.

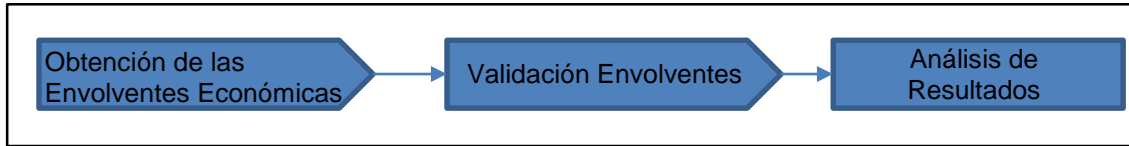


Figura 2-8 Síntesis de la etapa de optimización

Diseño de Fases

Una vez realizada la etapa de optimización y hecha la elección del rajo final, se debe proceder a realizar el diseño de fases, las cuáles deben cumplir tanto con los requerimientos geomecánicos como de operación, incorporando todos los componentes geométricos del talud. Un aspecto importante a considerar en esta etapa es la incorporación de un ancho de rampa que permita operativizar el rajo.

El ancho de rampa queda definido por el ancho del equipo de transporte más grande a utilizar, más ciertos componentes necesarios para satisfacer los requerimientos de seguridad de la operación minera tal como se muestra en la **Figura 2-9**.

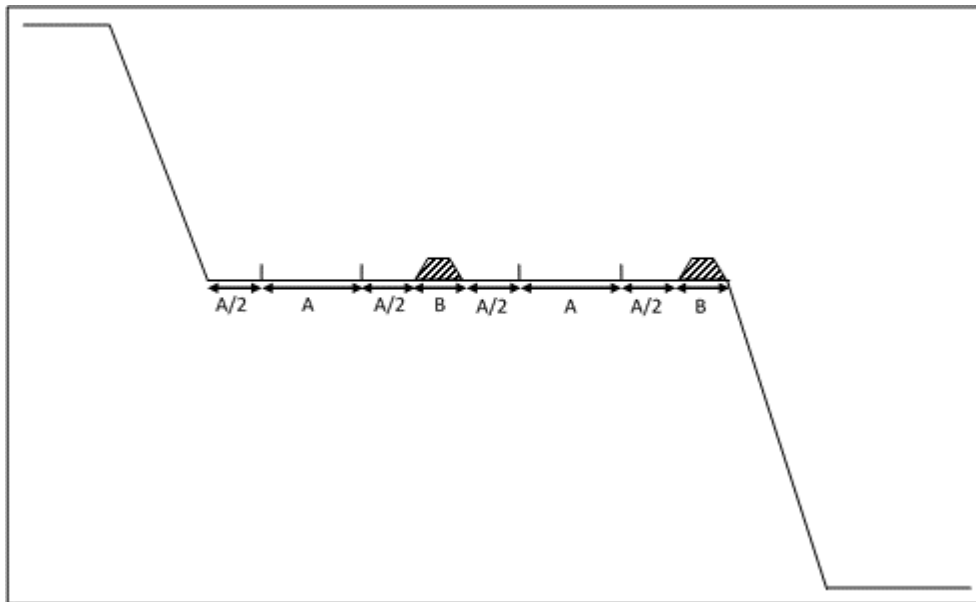


Figura 2-9 Figura esquemática donde se muestran los elementos que determinan el ancho de rampa

Cabe destacar que el criterio mostrado en la **Figura 2-9** para la determinación del ancho de rampa es usada por una de las minas más grandes de cobre a nivel mundial. De esta forma el ancho de rampa queda definido por la ecuación que se muestra a continuación.

$$\text{Ancho rampa} := 4 \left(\frac{A}{2} \right) + 2A + 2B \quad [21]$$

Donde:

A:= ancho del camión

B:= ancho de los pretilos en la base

El ancho de los pretilos en la base queda definido en función de una altura igual a la mitad del diámetro del neumático del camión. Si se considera un ángulo de reposo de 37° del material del pretil, más un ancho de 0.5 metros en la parte superior de éste, entonces resulta directo calcular el ancho en la base inferior del pretil.

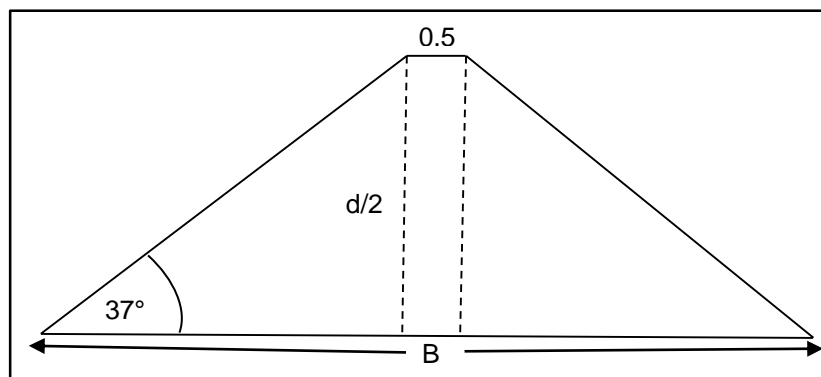


Figura 2-10 Esquema conceptual del ancho del pretil

Matemáticamente el ancho del pretil se puede expresar como se muestra en la siguiente ecuación:

$$B = 2 * \frac{d/2}{\tan 37^\circ} + 0.5 \quad [22]$$

Donde:

d:= diámetro del neumático del camión.

Una vez finalizado los diseños, se realiza un análisis de los resultados para todas las fases existentes considerando las siguientes variables:

- Tonelaje total
- Tonelaje de mineral
- Tonelaje de estéril
- Leyes del elemento de interés
- Razón estéril-mineral
- Fino de metal contenido
- Beneficio marginal

Esquemáticamente se puede sintetizar la etapa de diseño de fases en la **Figura 2-11**.

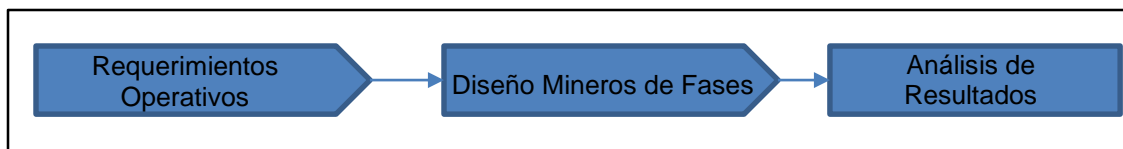


Figura 2-11 Síntesis de la etapa de diseño

Programas de Producción

Finalizada la etapa de diseño minero, se debe proceder a realizar el programa de producción, donde se establece una secuencia de extracción de un plan operativo de largo plazo que debe incluir la siguiente información por período: movimiento mina, ritmo de alimentación a planta, leyes de los elementos de interés, número de bancos minados por fase, y fino obtenido, entre otras variables.

Normalmente en la planificación minera de largo plazo existe un proceso iterativo entre el diseño de fases y el programa de producción, ya que se debe establecer un diseño que permita cumplir de la mejor manera posible con el programa de producción de acuerdo a los objetivos estratégicos de la compañía minera.

El proceso de la programación de la producción empieza con una valorización de todas las fases diseñadas. Este paso resulta ser importante puesto que puede darse el caso de una fase que esté aportando valor sin considerar la variable tiempo, pero que no esté aportando valor al VPN si se toma en consideración una tasa de descuento al incorporar temporalidad. No obstante lo anterior, puede ser que aquella misma fase aporte valor al plan en términos de reservas mineras.

Una vez electas todas las fases que formen parte del rajo final, se deben determinar las cantidades óptimas de movimiento total mina y de envío de mineral a planta por período. En el caso que se decida ocupar el software Whittle como optimizador para los programas de producción, este paso se realiza usando los algoritmos “Milawa NPV” y “Milawa Balanced”. El algoritmo “Milawa NPV” tiene por objetivo buscar una secuencia minera que mejore el Valor Presente Neto dentro de las restricciones mina y planta impuestas. El algoritmo Milawa no garantiza encontrar el máximo absoluto, pues el solucionador funciona calculando los VPN para planes posibles con las restricciones definidas, para luego buscar una solución dentro del dominio de las soluciones factibles encontradas. El algoritmo “Milawa Balanced” es similar al algoritmo “Milawa NPV” pero busca un equilibrio y balance de la producción mina y la planta de procesamiento.

Luego de determinar con mayor precisión los movimientos óptimos, se debe generar un plan de producción estratégico preliminar que permita cumplir con las restricciones de movimiento. Si se decide usar el software Whittle, este plan estratégico se puede generar con el algoritmo “Milawa Balanced”.

En la última etapa del proceso, se genera un programa de producción final que suele incorporar más detalles en su análisis con el fin de darle operatividad al plan minero.

Esquemáticamente se puede sintetizar la etapa de programación de la producción en la **Figura 2-12**.

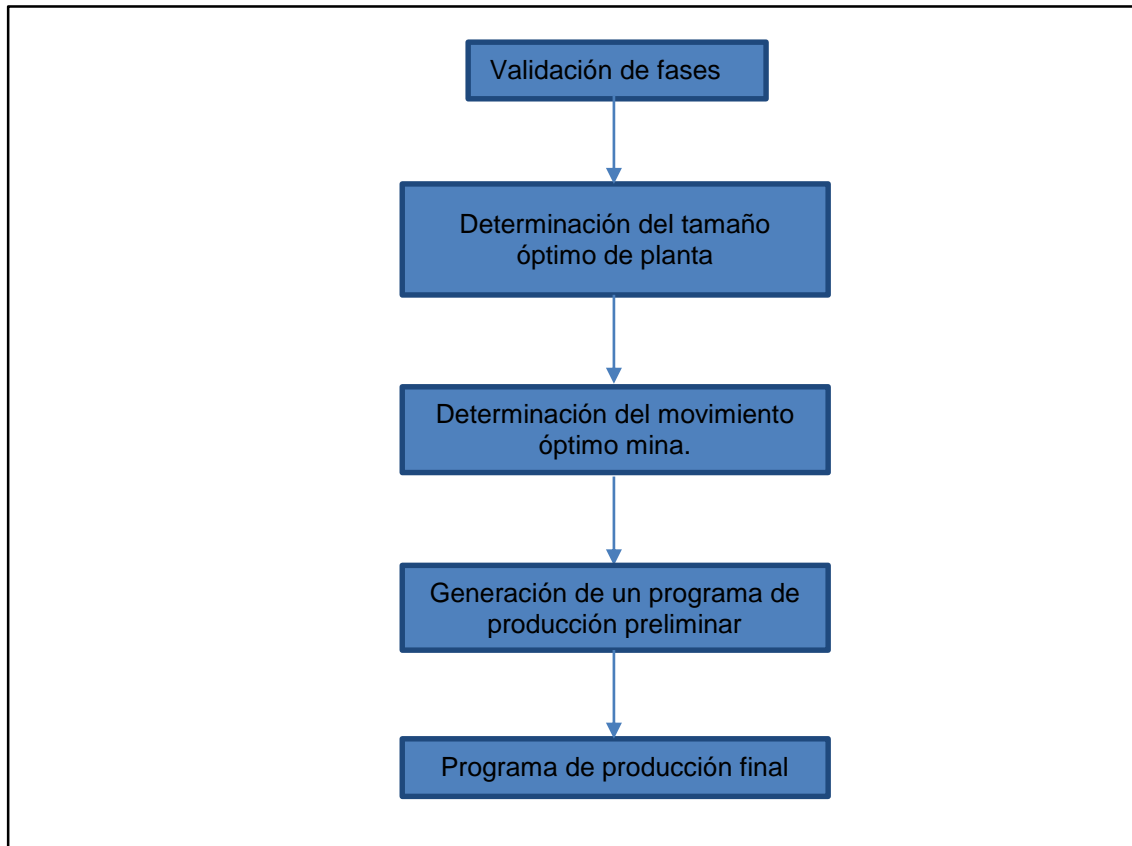


Figura 2-12 Síntesis de la etapa de programación de la producción

Valorización de los Planes Mineros

Una vez realizada todas las etapas anteriores, se procede a valorizar el plan minero en términos de algún indicador económico, de reservas mineras o de algún otro criterio de acuerdo a la estrategia que posea la compañía minera. A continuación se hará una breve referencia de las reservas mineras y del valor presente neto como indicadores para la valorización de los planes mineros.

- **Reservas Mineras:** Si bien es cierto que una diferencia entre reservas mineras puede no tener una implicancia en los indicadores financieros, sí puede tener una influencia en el valor bursátil de una compañía minera.
- **Valor Presente Neto (VPN o VAN):** El valor presente neto de un proyecto, cualquiera sea la industria de la que se esté hablando es un indicador que permite llevar los flujos de caja a un valor presente. De forma muy simplificada el VPN queda definido como:

$$VPN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{-I_t + (i_t - c_t)}{(1+r)^t} \quad [23]$$

Donde:

I_0 = Inversión en el año 0.

I_t = Inversión en el año t.

i_t = Ingresos en el año t.

c_t = Ingresos en el año t.

r = tasa de descuento.

Es importante mencionar que el VPN es un indicador financiero que es utilizado en la industria, pero no es el único indicador que existe a la hora de evaluar un proyecto minero. Los indicadores a utilizar pueden variar dependiendo de los objetivos estratégicos que tenga cada compañía minera.

2.7.2.2 Plan Minero de Mediano Plazo

El plan minero de mediano plazo es un plan que no debiera abarcar un horizonte mayor a 5 años. Este plan debe conciliar la estrategia definida en el plan de largo plazo con la información que se recibe procedente del plan de corto plazo. Los períodos de tiempo por lo general son trimestrales o mensuales. En este plan se establecen los siguientes aspectos:

- Secuencia de explotación por fase y por banco a una escala de tiempo mensual o trimestral.
- Detalle del requerimiento de equipos.

2.7.2.3 Plan Minero de Corto Plazo

En el plan minero de corto plazo se trata de conciliar la información procedente del plan minero de mediano plazo con las contingencias que son propias de toda operación minera. En este horizonte no se debiera abarcar más de un año, y los períodos de tiempo son mensuales, semanales y diarios. En las grandes operaciones mineras también se define un área específica de la planificación de corto plazo denominada planificación operacional, la cual tiene por objetivo velar por el cumplimiento diario y semanal de los planes de corto plazo. Se definen principalmente los siguientes aspectos:

- Secuencia de explotación en base a un período mensual, semanal y diario.
- Detalle del requerimiento de equipos en base a una retroalimentación con la operación minera.

3. Análisis Conceptuales

3.1 Análisis de los Distintos Criterios para la Determinación de la Resistencia de un Macizo Rocosó

En esta sección del trabajo se definirá el criterio a utilizar para la determinación de la resistencia del macizo rocoso, aspecto fundamental para poder calcular el factor de seguridad asociado a un talud minero. Se analizarán los siguientes criterios: criterio de falla de Hoek-Brown considerando 2 escenarios: el de un macizo perturbado y el de un macizo sin perturbación, el criterio de falla de Call-Nicholas, y finalmente el criterio basado en la clasificación del macizo rocoso de Bieniawsky (1989).

Para realizar este análisis se considerará un macizo rocoso con las características de la **Tabla 3-1** de acuerdo al criterio de falla de Hoek-Brown.

σ_{ci} [Mpa]	67
GSI	40-50
m_i	15

Tabla 3-1 Parámetros de la roca intacta y del macizo rocoso a utilizar

Los análisis que se realizarán son los siguientes:

a) Se considerará un ángulo de talud de 52.1° con un FS de 1.3. Con estos parámetros se hará un análisis de equilibrio límite para determinar la altura de talud con los siguientes valores de GSI: 40, 45, y 50. Con este resultado, se podrá realizar un gráfico de altura de talud v/s GSI para cada criterio de falla, y de esta forma se podrá ver bajo qué criterio se obtienen las alturas de talud más razonables y ajustadas a la realidad.

Para poder realizar el análisis usando el criterio de Call-Nicholas, es necesario obtener el valor de RQD a partir del GSI del macizo rocoso considerado. Dado los rangos de GSI que se están considerando (40-50), se asumirá que el valor del puntaje de las discontinuidades es $P(J_c^{89}) = 20$. Con este valor se obtiene el valor de RQD usando la **Ecuación [18]**. Los valores del RQD para cada GSI se resumen en la **Tabla 3-2**.

Jc	20	20	20
GSI	40	45	50
RQD	20	30	40

Tabla 3-2 Valores de RQD equivalentes para los valores de GSI considerados

En base a los valores de la **Tabla 3-2**, es posible determinar el valor de la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso de acuerdo al criterio de Call y Nicholas. Para efectos de este ejercicio, se considerará un valor del ángulo de fricción de las discontinuidades del macizo rocoso de $\phi_j = 30^\circ$.

Para poder realizar el análisis usando el criterio de Bieniawsky, se debe obtener el valor del RMR usando la **Ecuación [19]**. Con el valor del RMR determinado para cada

GSI, se puede hacer una correlación lineal para obtener los valores de la cohesión y el ángulo de fricción de acuerdo a la **Tabla 2-4**.

b) Se realizará un gráfico de las cohesiones y ángulos de fricción obtenidos para cada criterio analizado, teniendo como referencia el gráfico que se muestra en la **Figura 3-1**.

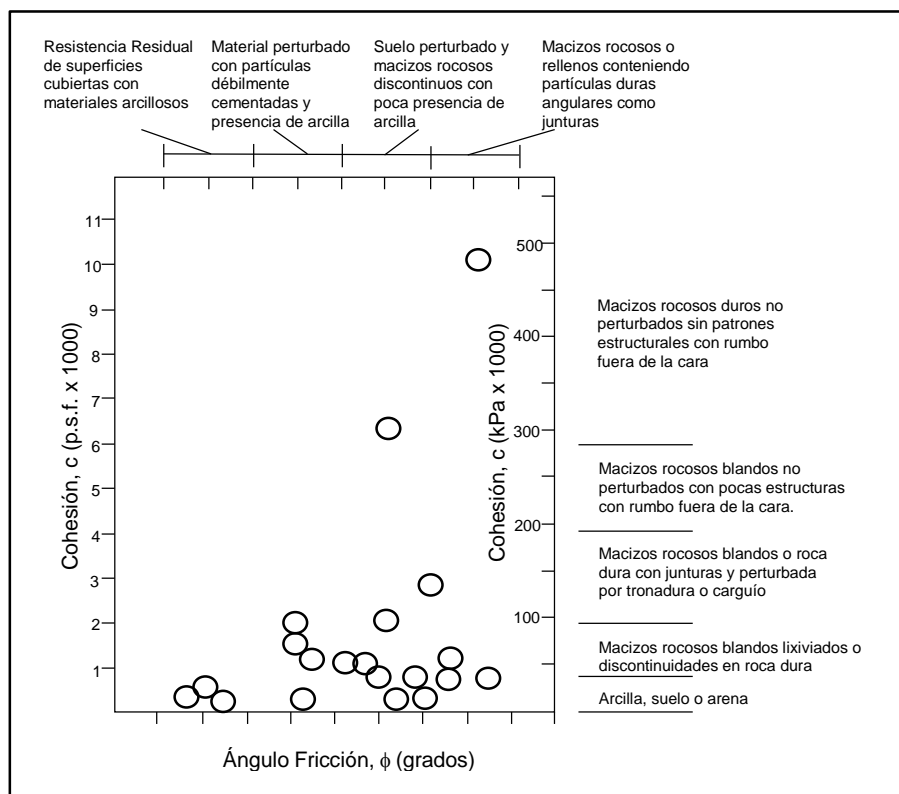


Figura 3-1 Relación entre cohesiones y ángulos de fricción movilizados en falla para diversos taludes (Wyllie et al [21])

Es importante destacar que la relación entre las cohesiones y los ángulos de fricción descritos en la **Figura 3-1** corresponden a valores de esfuerzos hechos mediante un método de “back analysis”. Los métodos de “back-analysis” permiten que parámetros de esfuerzos representativos del macizo rocoso sean determinados. Para realizar un método de “back analysis”, la falla tiene que haber ocurrido y el modo de falla debe estar bien establecido, así como las condiciones de agua y otros factores que contribuyen al desarrollo de la falla. Comúnmente el método de equilibrio límite es usado para calcular los parámetros de esfuerzos asumiendo un factor de seguridad de 1.0 (fuerzas solicitantes son iguales a las fuerzas resistentes).

3.1.1 Resultados de los Distintos Criterios

En la **Tabla 3-3** se presenta un resumen con los resultados obtenidos de acuerdo a los distintos criterios utilizados para este ejercicio basado en los parámetros descritos en la **Tabla 3-1**.

GSI	Altura Talud [m]			
	Hoek-Brown	Hoek-Brown	Call Nicholas	Bieniawsky
	D=1	D=0		
40	150	1,450	1,270	90
45	235	1,700	1,525	115
50	370	2,100	1,875	145

Tabla 3-3 Resumen de altura de talud para cada criterio utilizado

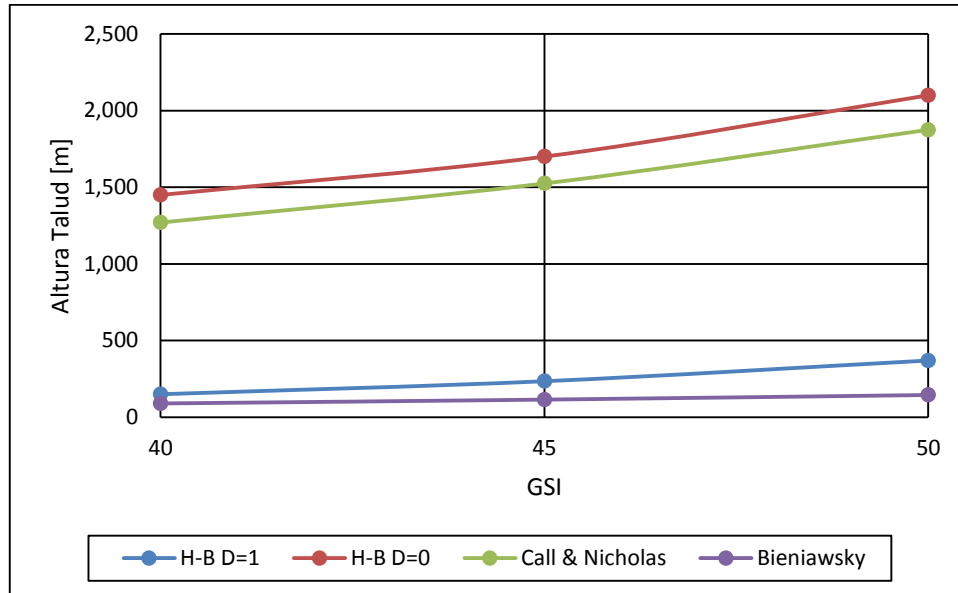


Figura 3-2 Gráfico de altura de talud para cada criterio considerado

Los resultados de la cohesión y ángulo de fricción para el macizo rocoso usando cada criterio analizado se muestran en el gráfico de la **Figura 3-3**.

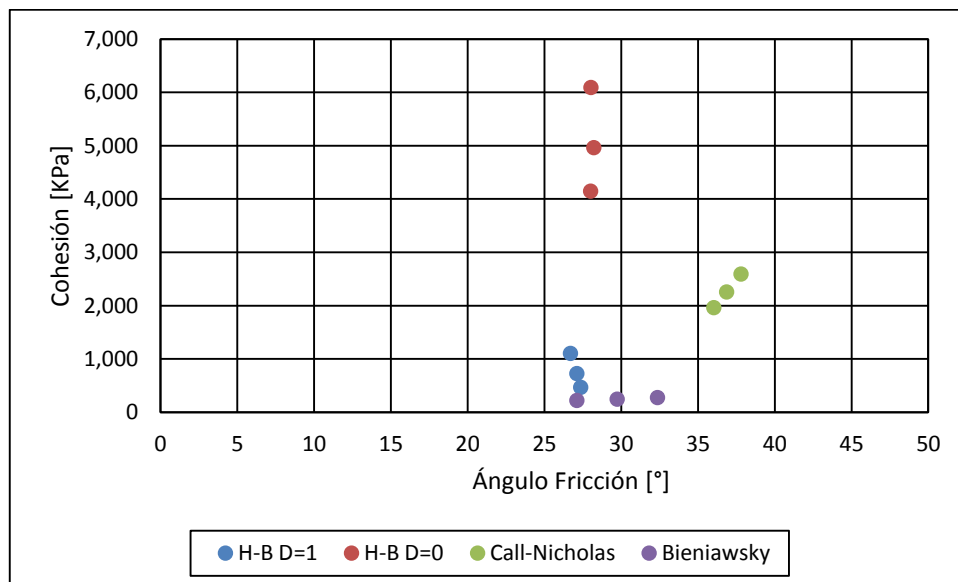


Figura 3-3 Gráfico de la relación entre cohesión y ángulo de fricción para cada criterio considerado.

Al observar los resultados obtenidos del ejercicio realizado, los criterios que más se ajustan a una altura de talud razonable (ver **Figura 1-2**) utilizando un factor de seguridad de 1.3 son los criterios de Bieniawsky y el criterio de Hoek-Brown para macizos rocosos perturbados ($D=1$).

Por otro lado, al observar los ángulos de fricción y cohesiones del macizo rocoso, se puede concluir que los criterios que tienen valores más cercanos a los datos observados de la **Figura 3-1**, corresponden a Bieniawsky y Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado.

De acuerdo a la tesis doctoral de Sjoberg (1999), el cálculo de los esfuerzos mediante un método de “back analysis” asumiendo una falla de un macizo rocoso a gran escala, muestran tener una relación similar al considerar el criterio de falla de Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado. En la misma tesis se menciona que de acuerdo a los estudios de Helgsted (1997), el criterio generalizado de Hoek-Brown considerando un macizo rocoso no perturbado predecía valores muy altos para el esfuerzo de corte (Sjoberg [16]).

Siguiendo un argumento similar al expuesto en el párrafo anterior, Juergen Franz (2009) sostiene que la experiencia basada en el diseño de rajos a gran escala muestra que el criterio de Hoek-Brown para macizos rocosos no perturbados ($D=0$) sobreestiman la estabilidad del talud. Las tronaduras de producción implican un fracturamiento y una apertura en las discontinuidades que alcanzan decenas de metros desde la cara del talud y que causa una reducción de la resistencia del macizo rocoso (Franz [4]).

No obstante los argumentos anteriores, es necesario tener una cierta noción de cuál es la distancia crítica hasta la superficie de falla, ya que no sería lógico pensar que todo el macizo rocoso se va a ver perturbado debido a tronaduras a gran escala y al desconfinamiento. Resulta más apropiado pensar que la perturbación del macizo rocoso debiese llegar a una cierta distancia, luego de la cual el macizo no debiese presentar perturbación. Siguiendo con esta línea de razonamiento, Hoek y Karzulovic (2000) sostienen que en el caso de tronaduras en grandes rajos, la distancia de perturbación puede extenderse hasta 100 metros desde la última línea de tiros (Hoek et al [5]). A continuación se hará un ejercicio en el cual se medirá la distancia crítica desde la pared del talud hasta la superficie de falla para los ejercicios realizados, tomando en cuenta el criterio de Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado ($D=1$) para los casos de GSI de 40, 45 y 50.

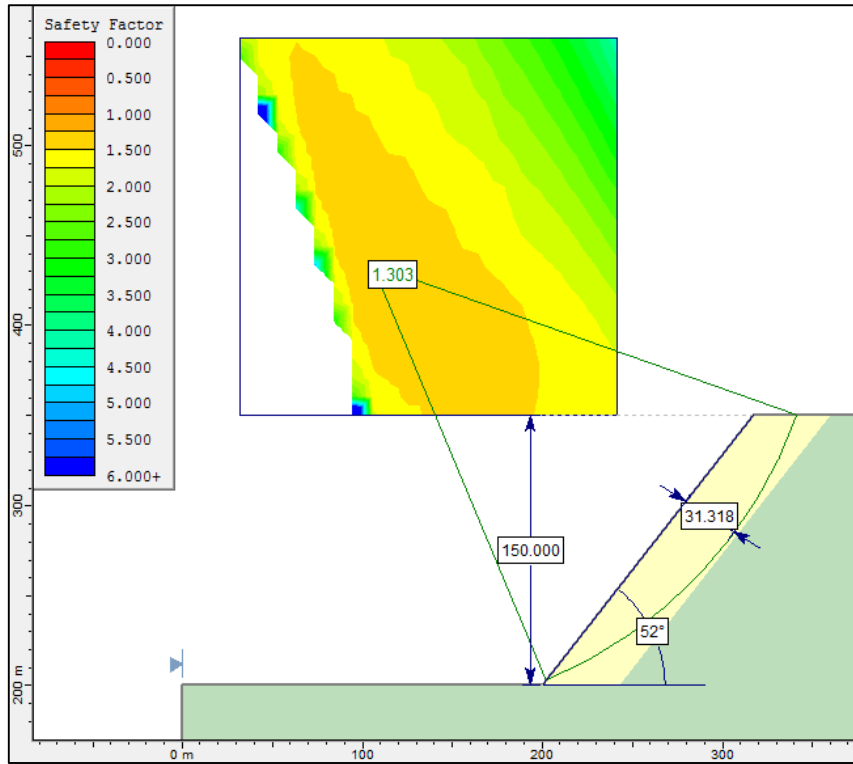


Figura 3-4 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 40

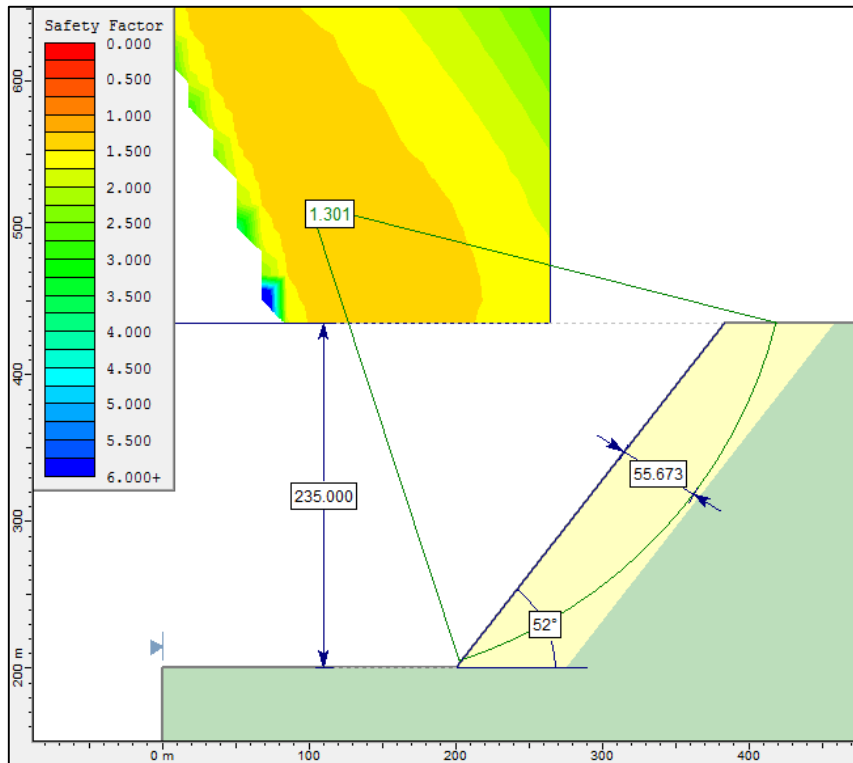


Figura 3-5 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 45

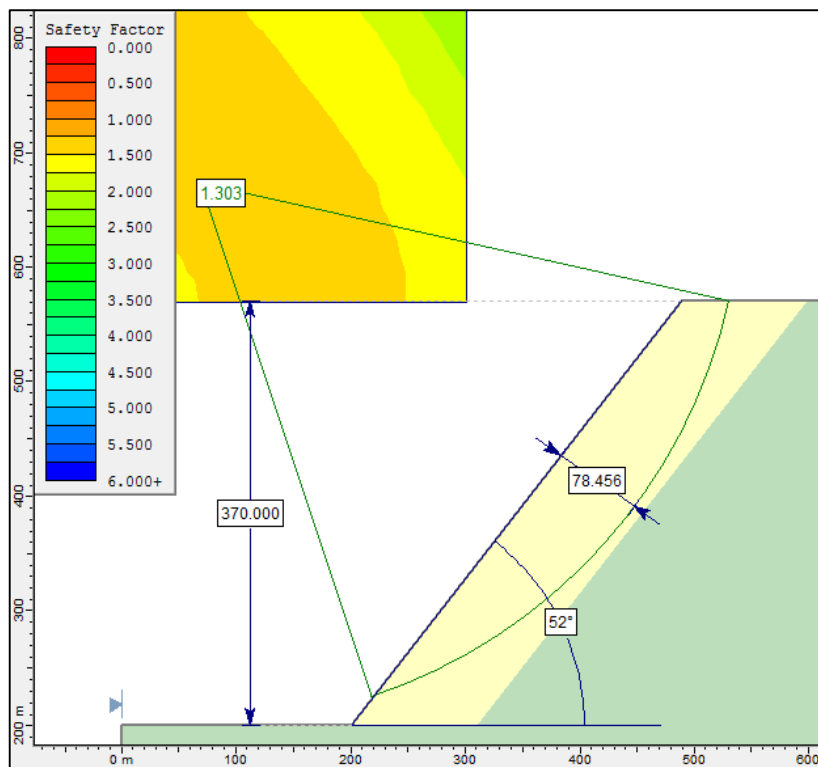


Figura 3-6 Distancia crítica hasta la superficie de falla desde el borde del talud. GSI 50

Tal como puede apreciarse de las **Figuras 3-4, 3-5, y 3-6**, la distancia crítica desde el borde del talud hasta la superficie de falla varía en un rango entre 30 metros a 80 metros aproximadamente. De esta forma se podría decir de manera bien simplificada que la superficie de falla va a estar localizada dentro de la zona perturbada del macizo rocoso (en las **Figuras 3-4, 3-5, y 3-6** el material con color amarillo corresponde a la zona de macizo rocoso perturbado, en tanto que el material con color verde corresponde a una zona de macizo rocoso no perturbado). Por esta razón, y en base a todos los argumentos expuestos con anterioridad, se utilizará el criterio de Hoek-Brown generalizado considerando un macizo rocoso perturbado para determinar la resistencia del macizo rocoso y de esta forma poder medir el factor de seguridad en un talud minero.

De acuerdo a la opinión del autor de esta tesis, aún se requiere mucho más investigación en este campo para poder determinar con mayor precisión y claridad un criterio a utilizar en el análisis de estabilidad de taludes usando los métodos de equilibrio límite. Respecto de esto cabe mencionar que Stacey (2006) señala que aún falta por entender el comportamiento de taludes a gran escala, sobretodo en taludes sujetos a altos esfuerzos in-situ. El poco entendimiento que hay en el potencial impacto de altos esfuerzos en la estabilidad de taludes es un asunto muy serio, teniendo en cuenta que en la actualidad rajos con taludes de más de 1000 metros de profundidad están siendo operados en minería (ver **Figura 1-2**).

3.2 Análisis de la Envolvente Económica a Través de un Ejemplo Conceptual

Tal como se expuso en el objetivo general de esta tesis, se considerarán distintos factores de seguridad aceptables para poder determinar cuál es el impacto que se produce en la envolvente final del rajo, en la definición y en el diseño de las fases, y en los programas de producción. Es lógico suponer que esta variación del factor de seguridad tiene que estar dentro de rangos que sean adecuados a lo que se usa en la industria minera. En base a la revisión bibliográfica que se realizó en el capítulo anterior, se considerarán 3 escenarios para el análisis de la envolvente económica en el ejemplo a analizar y que se harán extensivos para todo lo que sigue del presente trabajo.

- **Escenario Agresivo:** se considerará un factor de seguridad aceptable a escala global de 1.2.
- **Escenario Neutro:** se considerará un factor de seguridad aceptable a escala global de 1.3.
- **Escenario Conservador:** se considerará un factor de seguridad aceptable a escala global de 1.4.

. Para el ejemplo se considerará un perfil en 2 dimensiones, donde el cuerpo mineralizado tendrá una forma rectangular de ancho 150 metros y profundidad indefinida, ubicado a 50 metros bajo la superficie. Para efectos de lo que se desea analizar, se asumirá que el cuerpo posee una ley uniforme de 1.2% de Cu. En la **Figura 3-7** se ilustra la ubicación espacial y geometría del cuerpo mineralizado.

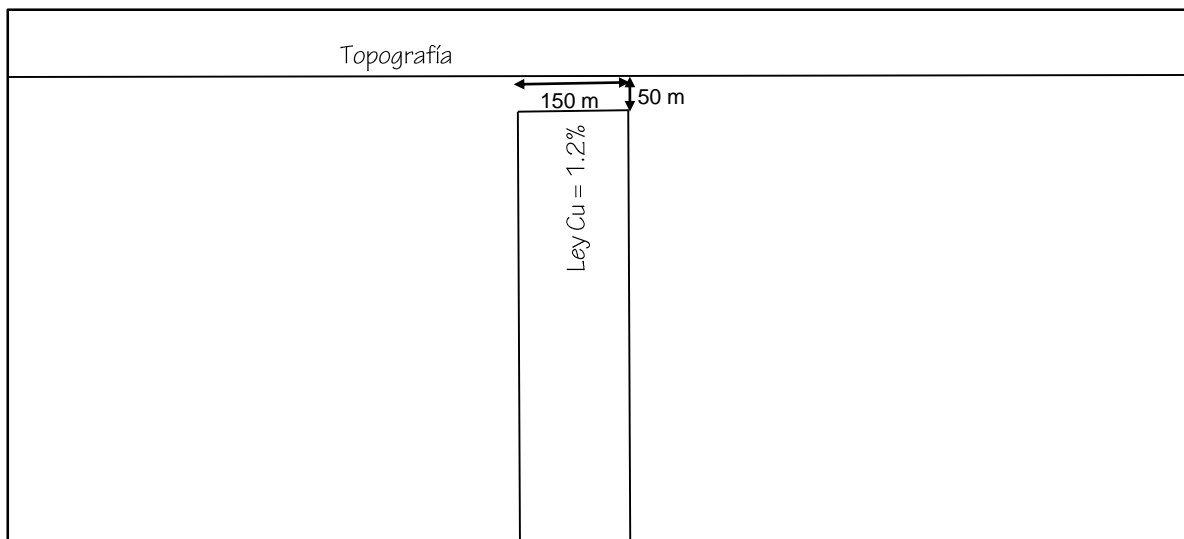


Figura 3-7 Geometría del cuerpo mineralizado

Para poder obtener las distintas envolventes económicas asociadas a los distintos factores de seguridad, se asumirán las propiedades geomecánicas del macizo rocoso descritas en la **Tabla 3-4**.

Densidad Roca [T/m ³]	2.64
UCS [Mpa]	50
GSI	45
mi	12

Tabla 3-4 Propiedades geomecánicas del macizo rocoso a utilizar en el ejemplo

Los parámetros económicos que se utilizarán son los descritos en la **Tabla 3-5**:

Precio Cu [US\$/lb]	3.0
Recuperación [%]	85
Costo Mina [US\$/T]	3.4
Costo Planta [US\$/T]	6.1
Selling Cost [US\$/lb]	0.85

Tabla 3-5 Parámetros económicos a utilizar en el ejemplo

Las envolventes económicas para cada escenario se obtendrán incrementando la altura del talud en 50 metros, hasta llegar a un óptimo para cada escenario. Es importante señalar que para el desarrollo del ejemplo se asumirá un ancho operativo mínimo de 150 metros que coincida con el ancho del cuerpo mineralizado. Teniendo estos antecedentes, se podría decir *a priori* que se obtendría un gráfico como se ilustra en la **Figura 3-8** para cada escenario a considerar.

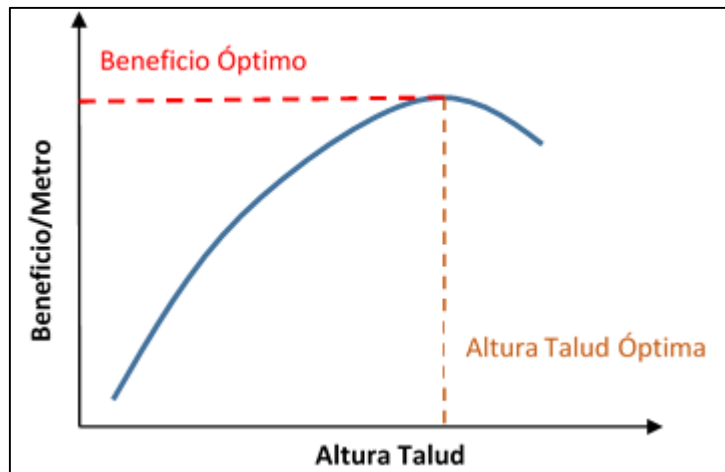


Figura 3-8 Beneficio/Metro v/s Altura de Talud

Tal como se puede ver en la figura anterior, para cada altura de talud se debería obtener un beneficio que se iría incrementando, hasta llegar a un beneficio óptimo. Si se sigue aumentando la altura de talud entonces el beneficio disminuiría.

3.2.1 Resultados de la Envolvente Económica

Considerando el cuerpo mineralizado definido, se obtuvieron las siguientes relaciones entre la altura global de talud y el ángulo global de talud.

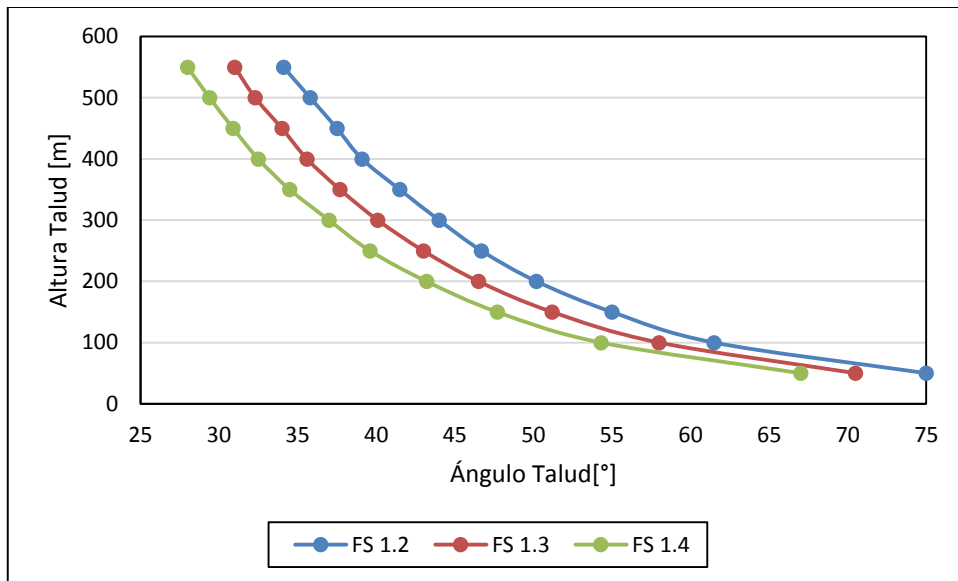


Figura 3-9 Relación entre la altura global de talud y el ángulo global de talud

Tal como se puede apreciar de la **Figura 3-9**, para cada altura de talud se obtiene un ángulo, el cual fue calculado haciendo un análisis de equilibrio límite usando el software Slide.

En la **Figura 3-10** se muestra un perfil de las envolventes económicas óptimas obtenidas para cada escenario considerado.

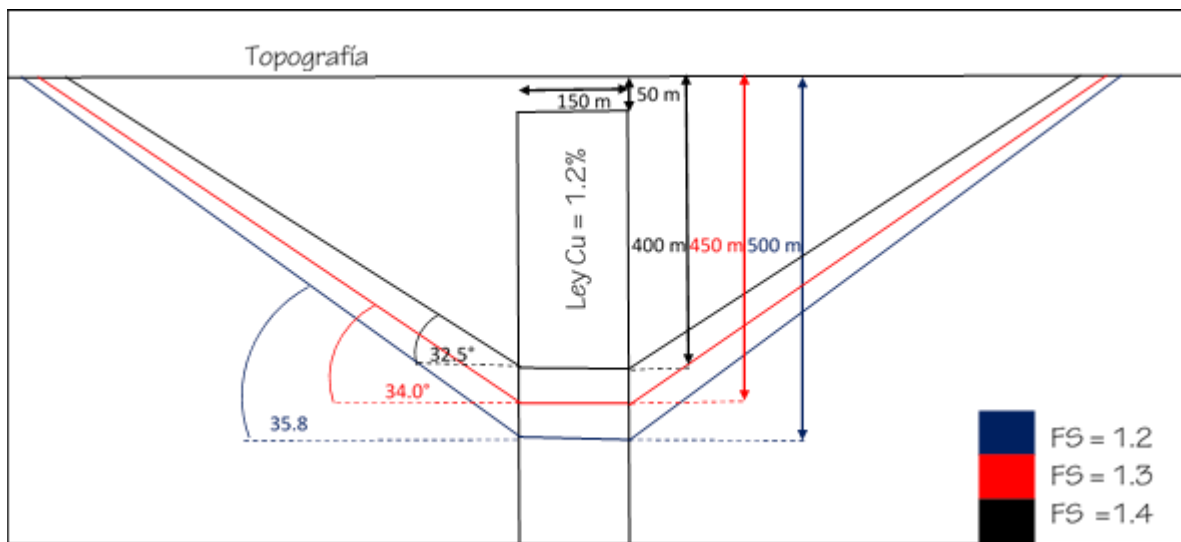


Figura 3-10 Perfil de las envolventes económicas para cada FS aceptable

Tal como se puede observar de la **Figura 3-10**, para un escenario asociado a un FS aceptable de 1.2, la envolvente económica alcanza profundidades mayores con respecto a un escenario asociado a un FS aceptable de 1.4.

En la **Figura 3-11** se muestra un gráfico donde se muestra el beneficio de la envolvente económica con respecto a la altura de talud para cada escenario considerado.

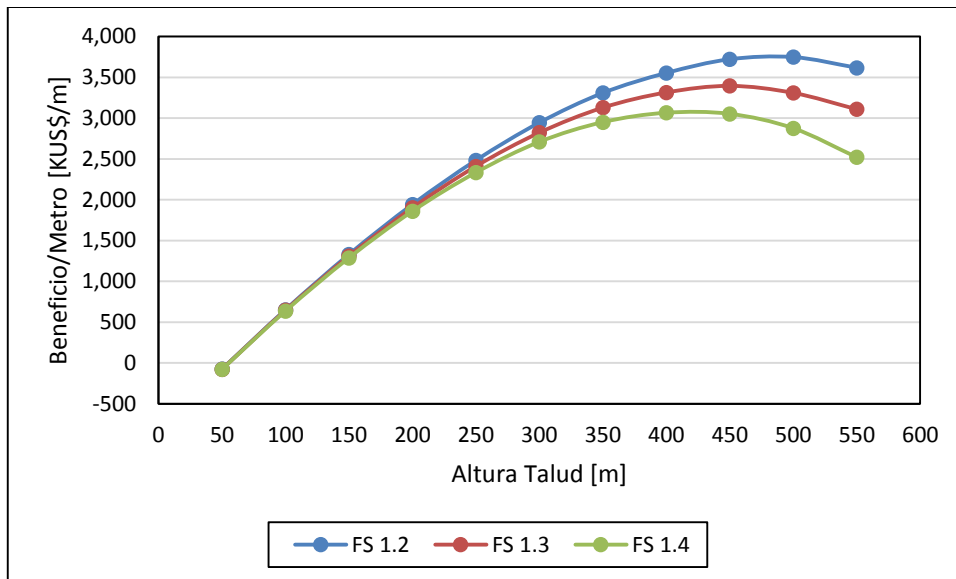


Figura 3-11 Beneficio/Metro v/s Altura de Talud

Tal como puede ser observado en el gráfico de la **Figura 3-11**, si se considera un escenario asociado a un FS aceptable de 1.2, entonces se obtiene un beneficio económico mayor en comparación a un escenario asociado a un FS aceptable de 1.4. También es posible apreciar que la altura de talud se incrementa a medida que se considera un FS aceptable menor. Es así que al considerar un FS de 1.2, la altura óptima de talud es de 500 metros mientras que al considerar un FS de 1.4 la altura óptima de talud es de 400 metros. Esta diferencia resulta ser en términos porcentuales de un 25%. La diferencia entre los beneficios por metro entre un escenario correspondiente a un FS de 1.2 y un escenario correspondiente a un FS de 1.4 es de un 22% aproximadamente.

4. Caso de Estudio

4.1 Modelo de Bloques

De acuerdo a los alcances definidos en el presente trabajo, se va a contar con la presencia de un modelo de bloques que sea compatible con una explotación minera a cielo abierto. El modelo de bloques a considerar posee las características que se mencionan a continuación.

- Bloques regulares de 12.5 metros x 10 metros x 5 metros.
- Longitud Este-Oeste: 1625 metros.
- Longitud Norte-Sur: 1630 metros.
- Profundidad: 360 metros.
- Cota inferior: 890 metros.
- Cota superior: 1250 metros.

El modelo de bloques tiene asociado leyes de cobre. Para efectos del presente estudio se considerará un solo proceso (flotación) para el mineral.

En las **Figuras 4-1 y 4-2** se presentan 2 vistas de perfiles representativos para el modelo de bloques descrito, donde solo se muestran leyes de cobre superiores a un 0.2% para efectos de facilitar la visualización.

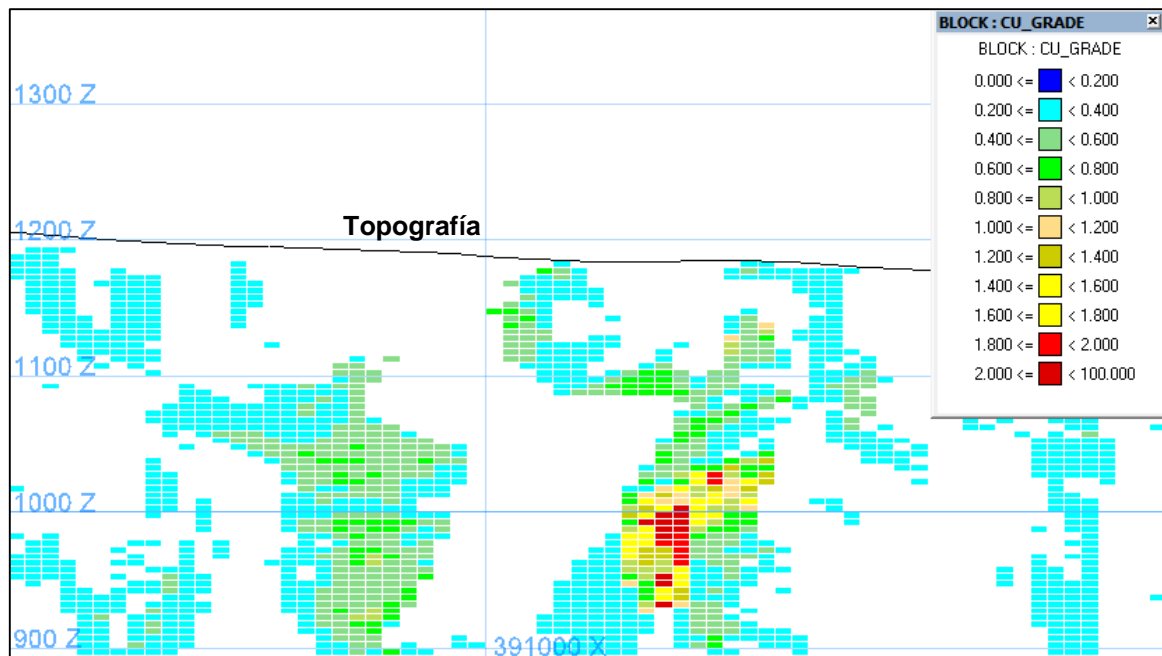


Figura 4-1 Vista de un perfil representativo de una sección este-oeste. (Norte 7.130.960)

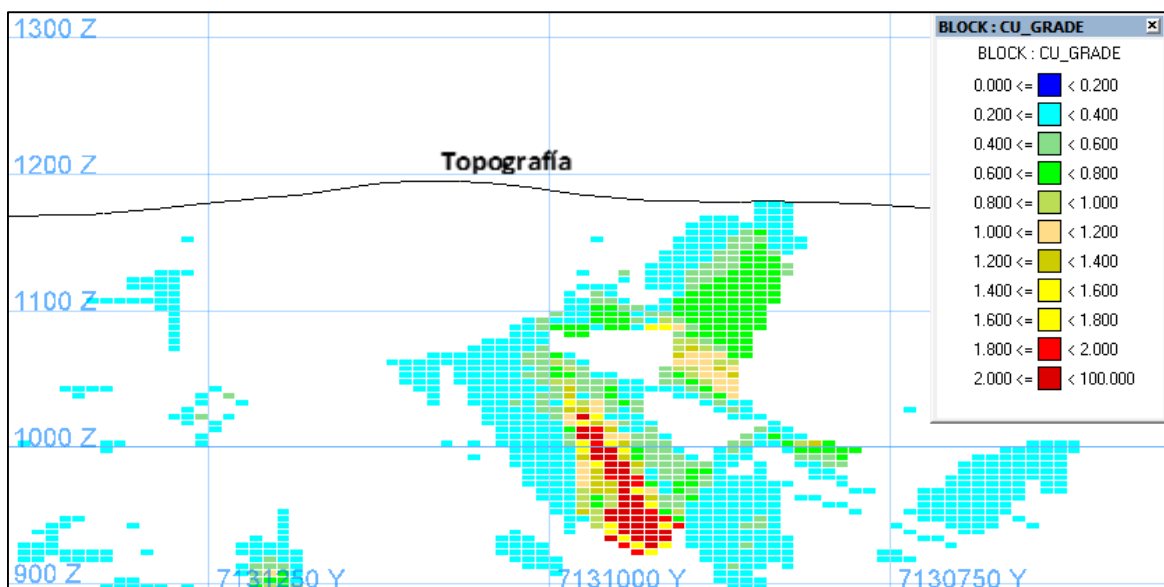


Figura 4-2 Vista de un perfil representativo de una sección norte-sur. (Este 391.130)

Tal como puede ser apreciado de las **Figuras 4-1 y 4-2**, la ubicación de leyes sobre un 0.2% de cobre tienden a estar presentes en zonas específicas del yacimiento. De acuerdo a la opinión del autor cierto nivel de selectividad para la extracción de mineral es recomendable.

La recuperación metalúrgica del mineral se asumirá con un valor constante de un 85%. Los parámetros económicos referentes al precio del cobre, costo proceso, costo mina y “selling cost” (en este último ítem se considera costo de secado, costo de fundición, costo de refinación, costo transporte del metal, entre otros) son los mismos que se consideraron para el desarrollo del ejemplo conceptual en 2 dimensiones (ver **Tabla 3-5**). Se tomará como supuesto para todo lo que sigue del presente trabajo que el costo de procesamiento corresponde a un costo asociado a una planta de procesamiento con una capacidad aproximada de 5 millones de toneladas por año. La cantidad óptima de envío de mineral a planta se determinará en el capítulo de análisis de resultados en la sección correspondiente a los programas de producción. No obstante, se impondrá como condición *a priori* que esta capacidad no podrá sobrepasar más de 7 millones de toneladas por año, y no podrá ser menor a 5 millones de toneladas por año. Este supuesto resulta ser relevante si se desea tener una estructura de costo planta fijo.

Para efectos del presente trabajo se considerará un costo mina fijo, con el fin de enfocar el estudio a los objetivos definidos, evitando introducir variaciones en otros parámetros que no tengan una relación directa con el ángulo de talud.

Se asumirá que el movimiento de material será realizado por terceros (contratistas). Se tomará como supuesto que el costo adicional que significa incorporar un contratista al movimiento de material ya está incorporado en el costo mina. Esto se hará con el propósito de simplificar los análisis de requerimiento de equipos y cálculo de inversiones relacionados con éstos.

En base a los parámetros económicos y de recuperación definidos, se obtiene una ley de corte marginal de 0.151% de Cu.

4.2 Definición de los Dominios Geotécnicos

Para este trabajo se considerarán 2 dominios geotécnicos. En base a estos 2 dominios geotécnicos, se definirán los componentes geométricos de talud para cada escenario. Las características del macizo rocoso para cada dominio se resumen a en la **Tabla 4-1**.

	UCS [MPA]	GSI	mi
Dominio 1	65	45	15
Dominio 2	50	45	12

Tabla 4-1 Propiedades del macizo rocoso para cada dominio

En la **Figura 4-3**, se presenta una imagen representativa que muestra la división de los 2 dominios en el modelo de bloques con una vista en planta. Para efectos de visualización, sólo se mostrarán aquellos bloques que posean una ley de Cu superior a la ley de corte marginal.

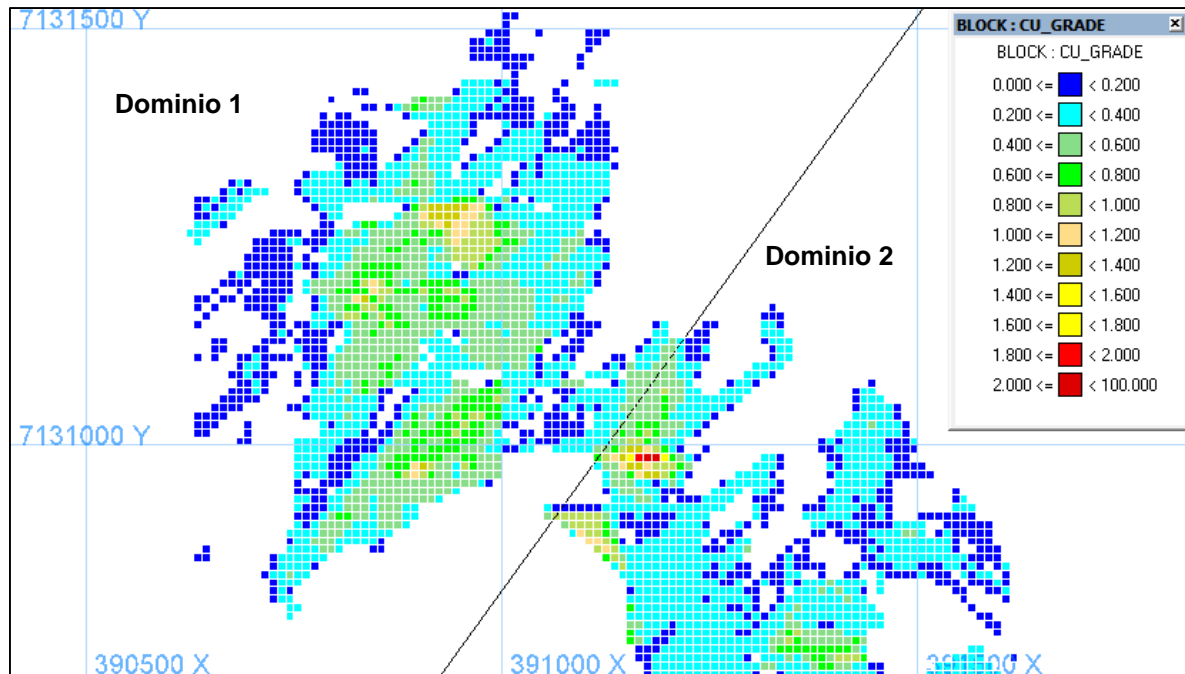


Figura 4-3 Vista en planta de la cota 1040, donde la línea corresponde a la división entre los 2 dominios definidos.

4.3 Definición de los Componentes Geométricos del Talud

4.3.1 Altura de Banco y Berma

Tal como fuera mencionado en la **sección 4.1** se asumirá que cierto nivel de selectividad es necesario. Una altura de banco que es perfectamente factible si se requiere tener cierta selectividad es una altura de banco de 10 metros. A modo de ejemplo, en una mina a cielo abierto ubicada en África que se opera de manera

medianamente selectiva, se utiliza una altura de banco similar a la mencionada para poder extraer el material.

Usualmente la altura del bloque corresponde a la altura del banco. Por este motivo se procedió a realizar un rebloqueo del modelo original a bloques con una altura de 10 metros. Con este modelo rebloqueado se procederá a realizar las etapas de optimización, definición de fases, diseños operativos, programas de producción y valorización de los distintos planes. Es importante mencionar que para este ejercicio se utilizarán bancos dobles en la medida de lo posible.

El ancho de la berma en el banco se definirá en este trabajo de acuerdo a la fórmula de Ritchie detallada en el **capítulo 2** (ver **ecuación 3**). Al considerar un banco doble (20 metros) en la fórmula de Ritchie se obtiene que el ancho de berma debe ser de 8.5 metros.

4.3.2 Altura Inter-Rampa a partir del Análisis de Estabilidad de Banco

A continuación se calculará un ángulo cara de banco que sea estable para cada uno de los escenarios considerados de acuerdo a un FS aceptable a escala de banco. En base a la recopilación bibliográfica (ver **capítulo 2**), un FS de 1.1 es aceptable a escala de banco.

Como ejercicio para este caso de estudio se realizó un análisis de equilibrio límite en el dominio 1 para poder determinar el FS de un banco doble (20 metros) al asumir un ángulo de 87°.

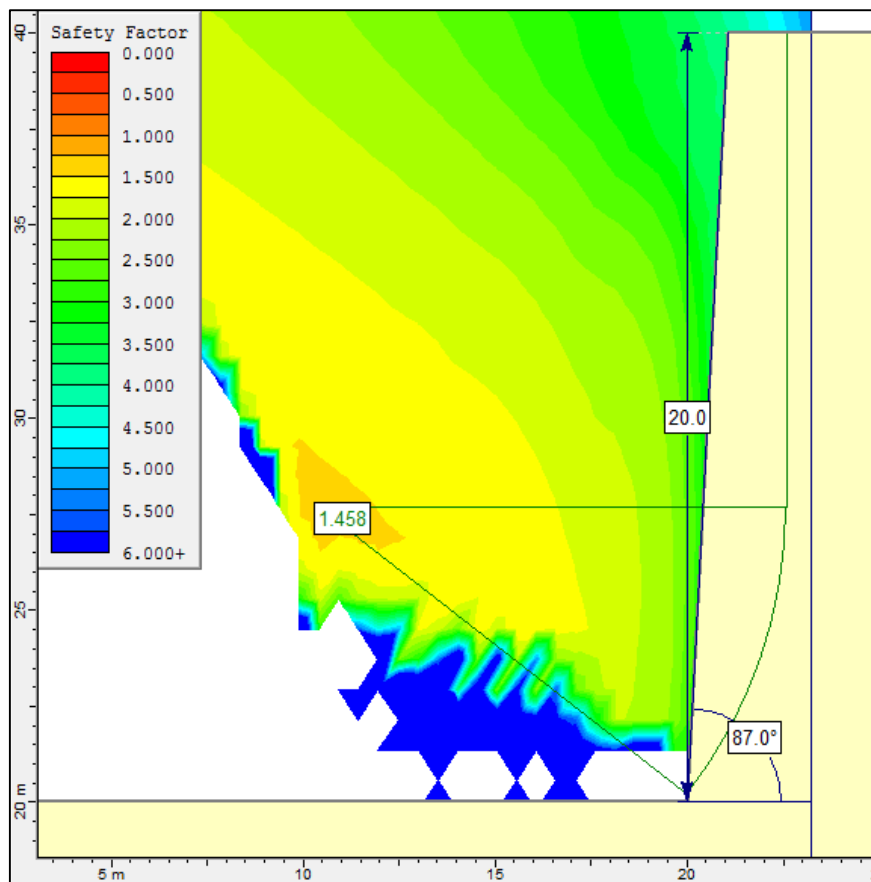


Figura 4-4 Análisis de equilibrio límite para banco doble en el dominio 1 al asumir un ángulo de 87°

Tal como se puede apreciar de la **Figura 4-4**, el FS del banco es de 1.46, lo que está dentro del criterio de aceptabilidad. En base al ángulo cara de banco se puede obtener el ángulo inter-rampa. En la **Figura 4-5**, se muestran los componentes geométricos de talud a escala de banco y las ecuaciones que permiten calcular el ángulo inter-rampa.

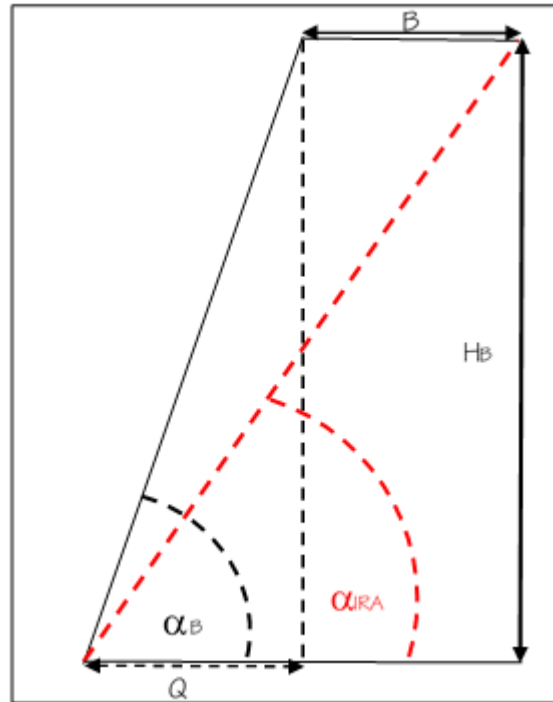


Figura 4-5 Componentes geométricos de talud a escala de banco

De acuerdo a la **Figura 4-5**, es posible identificar y definir los siguientes parámetros.

Q:= Quebradura del banco

B:= Ancho de berma

H_B:=Altura de banco

α_B:=Ángulo cara de banco

α_{IRA}:=Ángulo inter-rampa

Con los parámetros mencionados se pueden definir las siguientes ecuaciones:

$$\tan \alpha_{IRA} = \frac{H_B}{B + Q} \quad [24]$$

$$\tan \alpha_B = \frac{H_B}{Q} \quad [25]$$

Reemplazando [25] en [24] se obtiene:

$$\tan \alpha_{IRA} = \frac{H_B}{\left[\frac{H_B}{\tan \alpha_B} + B \right]} \quad [26]$$

Considerando el criterio del autor del presente trabajo y de acuerdo a la revisión bibliográfica realizada en el capítulo anterior, los valores del FS aceptable a escala inter-

rampa y su relación con el FS aceptable a escala global para cada escenario se detallan en la **Tabla 4-2**.

Escenario	FS Global	FS Inter-rampa
Conservador	1.4	1.3
Neutro	1.3	1.2
Agresivo	1.2	1.1

Tabla 4-2 Relación entre el valor del FS aceptable a escala inter-rampa y el FS aceptable a escala global según escenario

De esta manera se puede obtener la altura inter-rampa para cada escenario por medio de un análisis de equilibrio límite. En la **Tabla 4-3** se resumen los componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa.

Dominio 1			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Inter-Rampa Aceptable	1.1	1.2	1.3
Ángulo Cara de Banco [°]	87	87	87
Altura Banco Doble [m]	20	20	20
FS Banco	1.46	1.46	1.46
Ancho Berma [m]	8.5	8.5	8.5
Ángulo Inter-rampa [°]	64.5	64.5	64.5
Altura Inter-Rampa [m]	180	120	100
FS Inter-rampa	1.10	1.23	1.30

Tabla 4-3 Componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa

4.3.3 Determinación de la Cantidad de Bermas Geotécnicas en el Talud en Base al Factor de Seguridad Aceptable a Escala Global

En esta sección se hará un análisis de equilibrio límite a escala global para obtener el ángulo de talud de acuerdo al FS aceptable para cada escenario. En base a este análisis se podrá calcular el número de bermas geotécnicas necesarias de forma tal que se alcance el ángulo global de talud utilizando los componentes geométricos del talud a escala de banco e inter-rampa detallados en la **Tabla 4-3** y asumiendo un número de rampas *a priori* en el talud global.

La berma geotécnica se suele utilizar cuando la altura entre 2 rampas es mayor a la altura inter-rampa. En estos casos se deja una berma mayor a la definida mediante la fórmula de Ritchie. De acuerdo a la experiencia del autor, esta berma puede tener un ancho de 20 metros.

Para efectos de este ejercicio, se tomará una profundidad de talud global de 310 metros. Para la determinación de la profundidad de talud recién mencionada se tomó como referencia una cota base de la topografía de 1200 metros, y una cota inferior del modelo de bloques de 890 metros, que corresponde a la profundidad máxima que alcanza el modelo de bloques en el presente caso de estudio.

Los resultados para el dominio geotécnico 1 obtenidos al hacer los análisis de equilibrio límite a escala global se resumen en la **Tabla 4-4**.

Dominio 1			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
Ángulo Global de Talud [°]	50.8	47.2	43.5
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 4-4 Resumen de ángulos globales de talud para cada escenario en el dominio 1

En la **Figura 4-6** y a modo de ejemplo, se muestra el análisis de equilibrio límite con los parámetros geomecánicos del dominio 1 realizado en el software Slide considerando un factor de seguridad aceptable a escala global de 1.3.

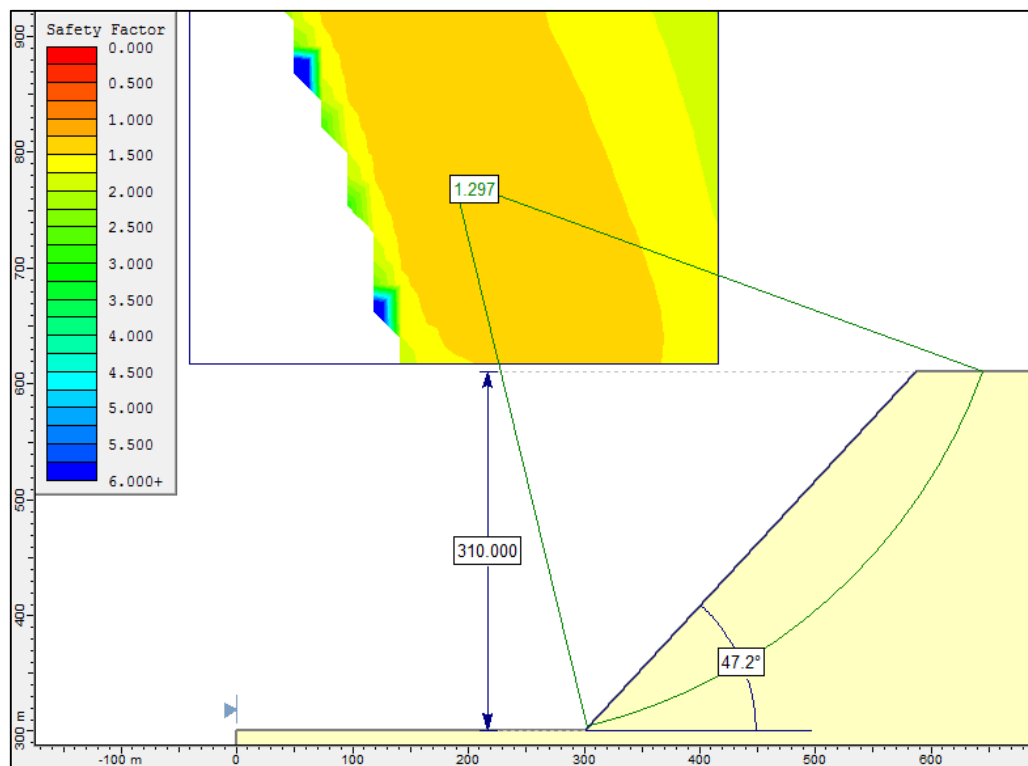


Figura 4-6 Ángulo global necesario en el talud para obtener un factor de seguridad de 1.3

Tal como puede ser observado de la **Figura 4-6**, con un ángulo de 47.2° para una altura de talud de 310 metros se obtiene un factor de seguridad de 1.3.

Para poder determinar la cantidad de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud, a continuación se muestra una figura que permite visualizar el talud a escala global y posteriormente se presentan las ecuaciones que permiten calcular su ángulo.

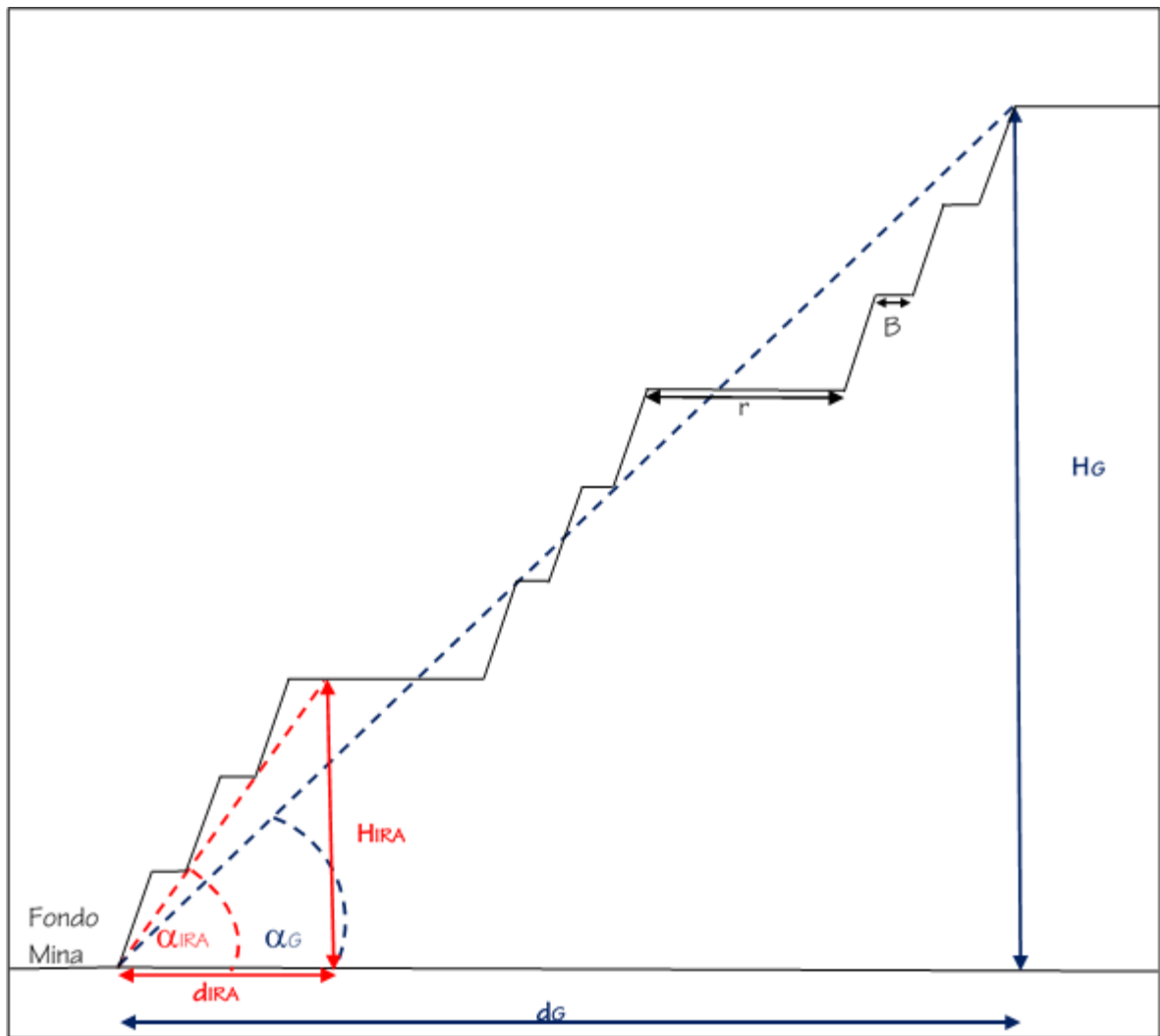


Figura 4-7 Componentes geométricas de talud a escala global

De acuerdo a la **Figura 4-7** se pueden identificar y definir los siguientes parámetros:

r := Ancho de rampa

B := Ancho de berma

H_G :=Altura de talud global

H_{IRA} :=Altura inter-rampa

α_G :=Ángulo global de talud

α_{IRA} :=Ángulo inter-rampa

d_G :=Distancia horizontal global

d_{IRA} :=Distancia horizontal inter-rampa

N := Número de rampas.

Se pueden establecer las siguientes ecuaciones:

$$\tan \alpha_G = \frac{H_G}{d_G} \quad [27]$$

$$d_G = (N + 1)d_{IRA} + (r - B)N - B \quad [28]$$

$$\tan \alpha_{IRA} = \frac{H_{IRA}}{d_{IRA}} \quad [29]$$

$$H_{IRA} = \frac{H_G}{N + 1} \quad [30]$$

Reemplazando las **Ecuaciones [29] y [30]** en la **Ecuación [28]** se obtiene:

$$d_G = \frac{H_G}{\tan \alpha_{IRA}} + (r - B)N - B \quad [31]$$

Reemplazando la **Ecuación [31]** en la **Ecuación [27]** se obtiene:

$$\tan \alpha_G = \frac{H_G}{\frac{H_G}{\tan \alpha_{IRA}} + (r - B)N - B} \quad [32]$$

Al introducir bermas geotécnicas en el talud se obtiene la siguiente ecuación:

$$\tan \alpha'_G = \frac{H_G}{\frac{H_G}{\tan \alpha_{IRA}} + (r - B)N - B + n(C - B)} \quad [33]$$

Donde:

C := ancho de la berma geotécnica.

n := número de bermas geotécnicas incorporadas en el talud.

α'_G := nuevo ángulo de talud global al incorporar bermas geotécnicas. Donde $\alpha'_G < \alpha_G$.

En la **Tabla 4-5** se muestra el número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud para cada escenario. Para este cálculo se tomaron los siguientes supuestos.

- Número de rampas presentes en el talud global: 3 rampas.
- Ancho de Rampa: 30 metros.

Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Número de Rampas	3	3	3
Ancho Rampa [m]	30	30	30
Ángulo Global de Talud [°]	49.9	46.3	43.2
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
FS Global	1.22	1.32	1.41
Bermas Geotécnicas	5	8	11

Tabla 4-5 Número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud global

Tal como se puede apreciar de la **Tabla 4-5**, el número de bermas geotécnicas que hay que incorporar en forma adicional al número de rampas no corresponden a un número razonable de implementar en la operación. En efecto, si se toma el caso más conservador correspondiente a un FS aceptable de 1.4 a escala global, entonces el número de bermas geotécnicas adicionales que habría que incorporar en el talud es de 11. Si se toma en cuenta que la altura de talud global es de 310 metros, entonces habría que incorporar bermas geotécnicas cada 30 metros aproximadamente, lo que no resulta consistente con la altura inter-rampa calculada en la **sección 4.3.2** y que se muestra en la **Tabla 4-3**. Desde este punto de vista resultaría razonable bajar el ángulo cara de banco y ajustarlo al ángulo de talud global.

4.3.4 Componentes Geométricos de Talud al Bajar Ángulo Cara de Banco

En esta sección se mostrarán los componentes geométricos del talud considerando el ángulo cara de banco ajustado al ángulo de talud global tomando en cuenta los siguientes supuestos:

- Número de rampas presentes en el talud global: 3 rampas.
- Ancho de Rampa: 30 metros.

Los resultados obtenidos se muestran en la **Tabla 4-6**:

Dominio 1			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Ángulo Cara de Banco [°]	78.1	72.3	65.8
Altura Banco Doble [m]	20	20	20
FS Ángulo Cara de Banco	1.92	2.15	2.45
Ancho Berma [m]	8.5	8.5	8.5
Ancho Berma Geotécnica [m]	20	20	20
Ángulo Inter-rampa [°]	57.6	53.3	48.8
Altura Inter-Rampa [m]	260	260	260
FS Inter-rampa	1.11	1.21	1.32
Número de Rampas	3	3	3
Ancho Rampa [m]	30	30	30
Ángulo Global de Talud [°]	50.8	47.2	43.5
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
FS Global	1.20	1.30	1.40
Bermas Geotécnicas	0	0	0

Tabla 4-6 Componentes geométricos de talud al bajar ángulo cara de banco y ajustarlo a un ángulo global de talud

Tal como se puede observar de la **Tabla 4-6**, el hecho de tener un ángulo cara de banco ajustado al ángulo global de talud, permite cumplir con el FS a escala global sin necesidad de tener un diseño que implique llenar con bermas geotécnicas. En este caso se puede observar que dada la altura inter-rampa calculada (260 metros para los 3 escenarios) y considerando el número de rampas que se está asumiendo *a priori* en el talud, no resulta necesario introducir bermas geotécnicas. En base a este argumento, se puede concluir que para este trabajo resulta mucho más razonable bajar el ángulo cara de banco para que se ajuste al ángulo global de talud, conclusión válida sólo para este caso de estudio.

Esquemáticamente se puede introducir la siguiente figura conceptual que se usó en el presente caso de estudio como metodología para definir el ángulo cara de banco.

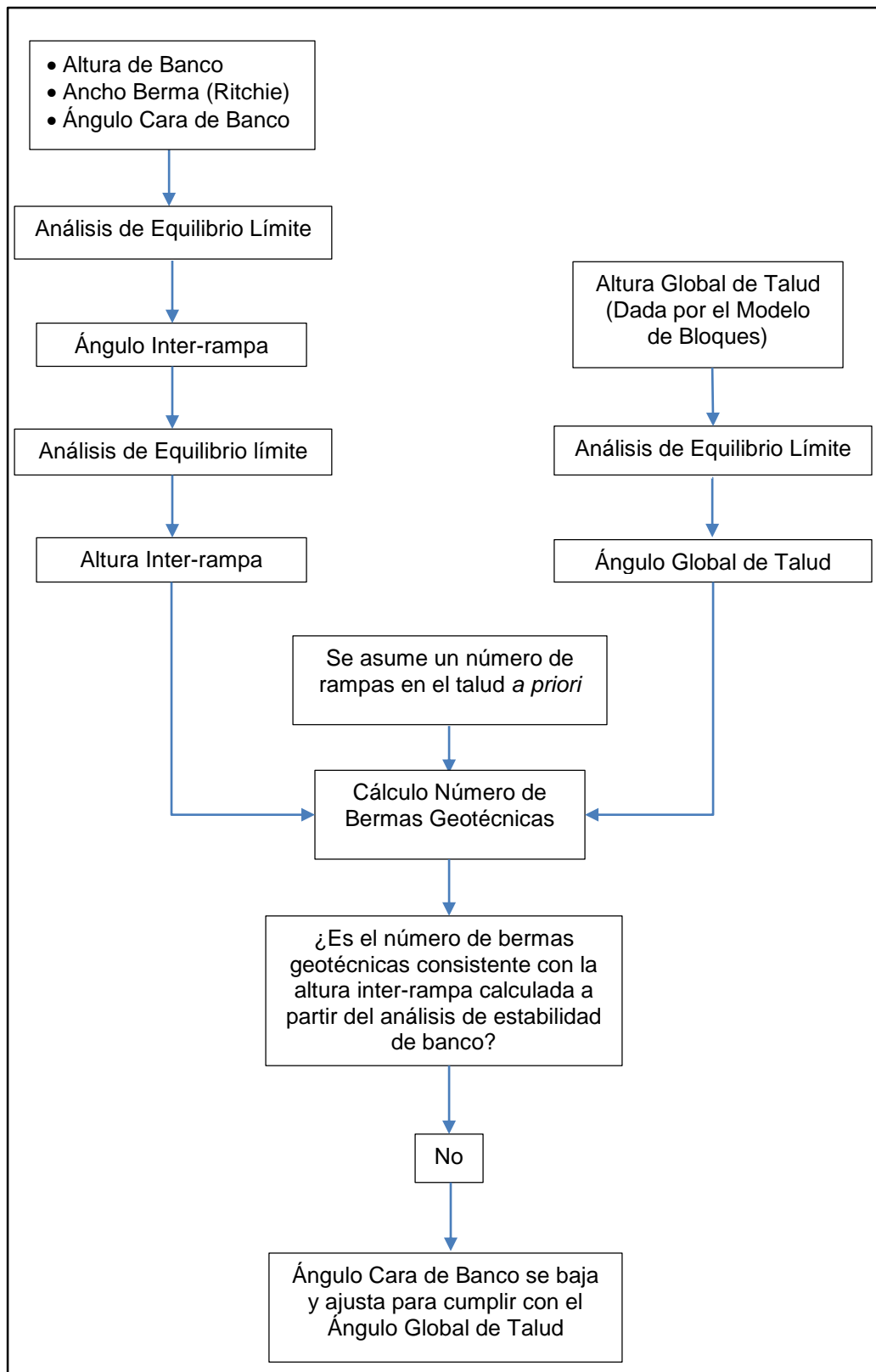


Figura 4-8 Esquema conceptual para la definición del ángulo cara de banco

4.3.5 Resumen de los Componentes Geométricos de Talud Global

A continuación se presentan las **Tablas 4-7 y 4-8** con el resumen de los componentes geométricos de talud global considerados para cada uno de los dominios, para utilizarlos como datos de entrada en la etapa de optimización.

Dominio 1			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
Ángulo Global de Talud [°]	50.8	47.2	43.5
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 4-7 Componentes geométricos de talud global para el dominio geotécnico 1

Dominio 2			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
Ángulo Global de Talud [°]	43.2	39.5	36.4
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 4-8 Componentes geométricos de talud global para el dominio geotécnico 2

4.4 Optimizaciones para la obtención de las Envolventes Económicas

Es importante mencionar que las optimizaciones para la obtención de las envolventes económicas se realizarán a través del software Whittle. Para todos los escenarios se correrán las optimizaciones considerando 71 “revenue factors” desde un “revenue factor” igual a 0.3 a un “revenue factor” igual a 1.

En el caso que las envolventes obtenidas no alcancen la profundidad máxima del modelo de bloques en alguno de los 2 dominios considerados de acuerdo a las **Tablas 4-7 y 4-8**, será necesario volver a realizar un análisis de equilibrio límite para la profundidad alcanzada por la envolvente económica, con el fin de obtener un nuevo ángulo de talud. Con este nuevo ángulo de talud se procederá a realizar una nueva optimización y por consiguiente se obtendrá una nueva envolvente económica con una altura de talud correspondiente. Se iterará hasta obtener la envolvente económica cuyo ángulo de talud y altura tengan el factor de seguridad aceptable según el escenario definido.

La **Figura 4-9** muestra un esquema del proceso iterativo en el proceso de optimización de acuerdo a la altura obtenida de la envolvente económica.

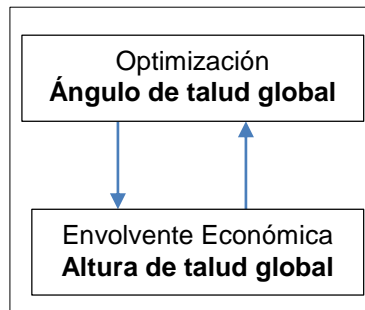


Figura 4-9 Esquema del proceso iterativo para obtener la envolvente económica cuyo ángulo de talud global se ajuste al factor de seguridad aceptable para cada escenario

Posterior al análisis descrito en el párrafo anterior, se validarán las envolventes económicas elegidas a través del aporte tanto en VPN así como en términos de reservas mineras, considerando un envío de mineral a planta de 5 millones de toneladas por año y una tasa de descuento de un 10%.

Una vez hecha la validación, se hará un análisis de los resultados de la envolvente económica obtenida para cada escenario, donde se considerarán las siguientes variables:

- Tonelaje Total
- Tonelaje de mineral
- Tonelaje de estéril
- Ley de Cu
- Razón estéril-mineral
- Fino de Cu contenido
- Beneficio marginal

Una vez hechos los análisis descritos en los párrafos anteriores se definirán las fases considerando los rajos anidados obtenidos para cada escenario y aplicando criterios operacionales. Se deberá considerar que el volumen y por consiguiente el tonelaje de las fases no sea muy diferente entre una y otra.

4.5 Diseños Mineros

Los diseños mineros de las fases se realizarán utilizando el software Vulcan. Es importante mencionar que se considerará una pendiente de un 10% en las rampas de acceso. Este valor está sustentado en criterios operacionales que se consideran actualmente en la industria minera.

En base a los resultados obtenidos en la etapa de optimización, se determinará algún tipo camión que sea compatible con un envío de mineral a planta de 5 MTPA. Con esto se definirá el ancho de rampa a utilizar en los diseños. Es importante señalar, que en este trabajo se considerará que en todas las rampas habrá un pretil intermedio de seguridad tal como es posible observar en la **Figura 2-9**. La incorporación de un pretil intermedio como norma de seguridad está siendo implementada en Chile en una de las minas productoras de cobre más grandes del mundo.

Para el análisis de los diseños se hará un análisis equivalente al realizado en el proceso de optimización para todas las fases existentes en el diseño, es decir, se considerarán las siguientes variables:

- Tonelaje Total
- Tonelaje de mineral
- Tonelaje de estéril
- Ley de Cu
- Razón estéril-mineral
- Fino de Cu contenido
- Beneficio marginal

En forma adicional a lo recién mencionado, se analizarán las diferencias entre el rajo final operativizado a través del diseño y la envolvente económica en las variables ya mencionadas en el párrafo anterior. También se determinará el porcentaje de mineral y de tonelaje total presentes en el diseño y que están contenidos dentro de la envolvente económica. Estos aspectos recién mencionados servirán para cuantificar la calidad del diseño en relación a la envolvente económica obtenida.

4.6 Programas de Producción

Como primer paso de los programas de producción se validarán las fases diseñadas para determinar si aportan valor al negocio, haciendo un análisis de aporte al VPN usando el software Whittle. Para realizar este análisis se tomará una tasa de descuento de un 10% anual y se considerará un envío de mineral a planta de 5 millones de toneladas por año. La decisión de las fases a incluir para el desarrollo de los planes se tomará una vez obtenidos los resultados.

En forma posterior al paso descrito en el párrafo anterior, se determinarán las capacidades óptimas de movimiento mina total y de envío de mineral a planta para maximizar el VPN de la operación, teniendo en cuenta, tal como se señaló en la **sección 4.1** que la capacidad de procesamiento de mineral puede variar entre 5 millones de toneladas por año y 7 millones de toneladas por año. Para hacer estos pasos se hará lo siguiente:

- 1) Se determinará un movimiento mina factible al correr los casos de envío de mineral a planta de 5 millones de toneladas por año, 6 millones de toneladas por año y 7 millones de toneladas por año. Este movimiento mina factible servirá para poder realizar la siguiente etapa del programa de producción. Esto se hará corriendo el algoritmo “Milawa NPV” del software Whittle con un movimiento mina libre.
- 2) Se realizará un escalamiento para envíos a planta de 5, 6, y 7 millones de toneladas por año con el movimiento mina determinado en el paso anterior, considerando los algoritmos “Milawa NPV” y “Milawa Balanced”.
- 3) Una vez determinado el movimiento de envío de mineral a planta, se verá cuál es el movimiento mina óptimo considerando un algoritmo “Milawa Balanced”

que esté dentro de los rangos de movimiento mina determinados en el paso (1).

- 4) Una vez determinados con certeza los movimientos mina y planta por período, se debe generar un plan preliminar con el algoritmo “Milawa Balanced”.
- 5) Con los resultados de los planes obtenidos desde el software “Whittle” para cada escenario de factor de seguridad aceptable, se generarán los planes finales en el software MinePlan con el fin de obtener un mayor detalle y obtener un análisis gráfico que permita realizar los análisis de equilibrio límite por período.

4.7 Indicadores para la Evaluación de los Programas de Producción

Los siguientes indicadores se utilizarán para poder realizar una comparación entre los distintos planes para los diferentes escenarios: el VPN y la cuantificación de las reservas mineras.

Para efectos del presente trabajo de tesis, se considerará que la inversión de la planta de procesamiento viene dada por US\$12.000 por tonelada diaria de envío de mineral. De esta manera si se considera una planta con capacidad de 5 millones de toneladas por año, entonces la inversión correspondiente sería de aproximadamente US\$164 millones¹. La tasa de descuento que se va a considerar para efectos del cálculo del VPN es de un 10%.

4.8 Determinación del Factor de Seguridad por Período

A partir de los diseños mineros obtenidos y de los programas de producción, se definirá un número de perfiles en los taludes correspondientes al rajo final, en base a los cuales se realizará un análisis de equilibrio límite con el software Slide para obtener el factor de seguridad por período. Este análisis servirá para poder determinar la estabilidad de los taludes a través de los períodos que contemple el plan de producción para cada escenario de factor de seguridad aceptable.

En forma similar a lo descrito en el párrafo anterior, también se realizará un análisis de equilibrio límite para aquellas fases que sean contiguas entre sí, con el fin de poder observar si es posible incrementar el ángulo de talud en aquellos sectores que no formen parte de las paredes finales del rajo.

¹ El criterio de inversión de la planta de procesamiento viene dado de acuerdo a información empírica correspondiente a Diciembre de 2014.

5. Análisis de Resultados

5.1 Optimización y Definición de Fases

5.1.1 Optimizaciones para los Distintos Escenarios

A continuación se muestran figuras representativas de las envolventes económicas obtenidas para los distintos escenarios considerados, usando los ángulos globales de talud definidos en las **Tablas 4-7 y 4-8**.

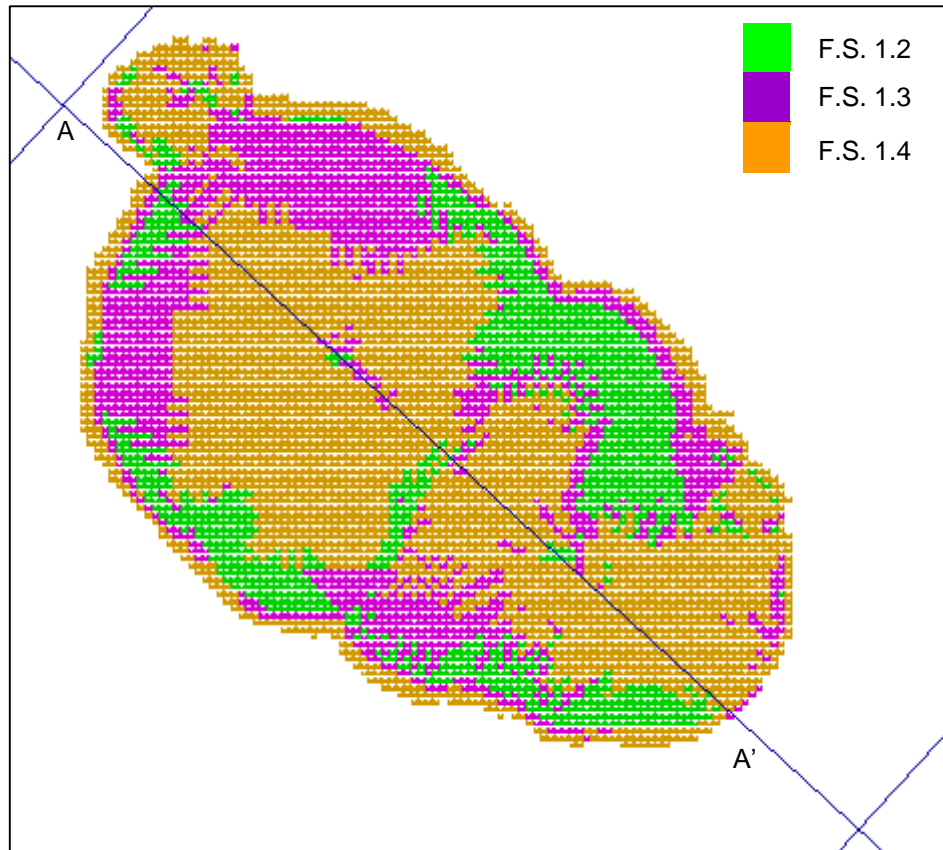


Figura 5-1 Vista en planta de las envolventes económicas para los distintos escenarios considerados. En línea azul se ubica el perfil AA' de la próxima figura

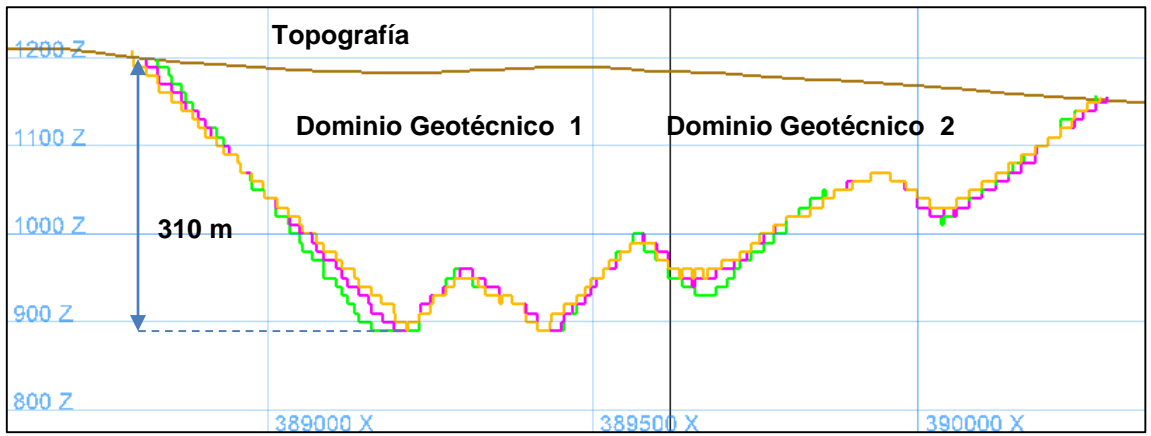


Figura 5-2 Vista del perfil AA' de las envolventes económicas para los distintos FS aceptables

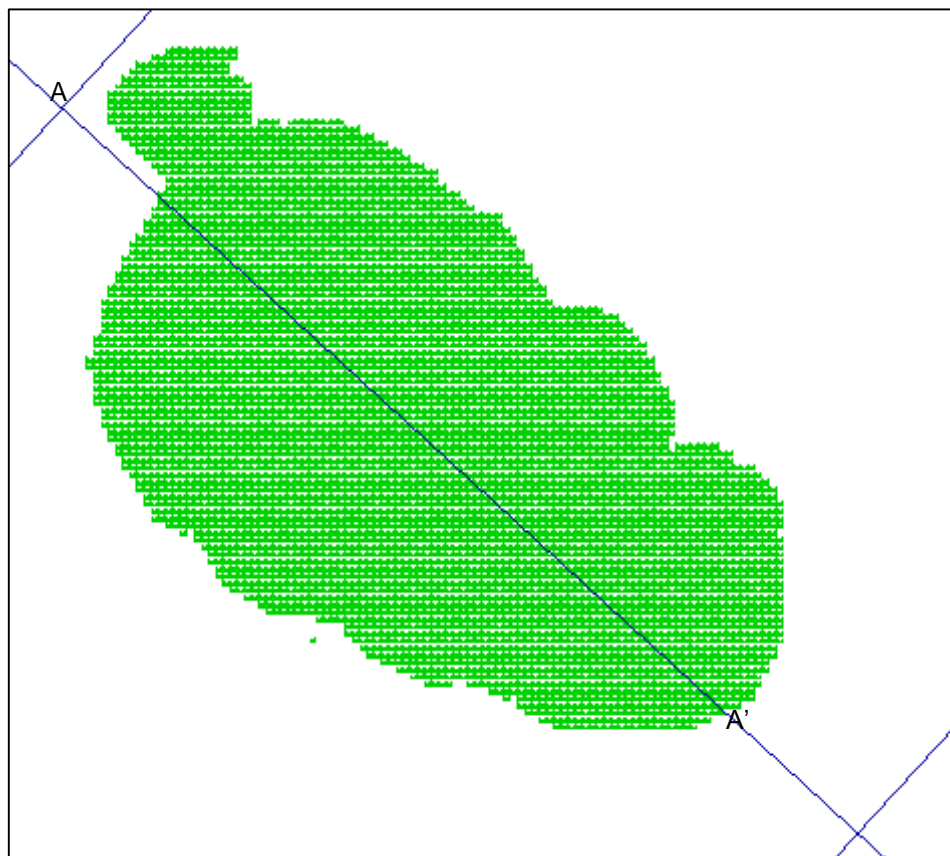


Figura 5-3 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.2

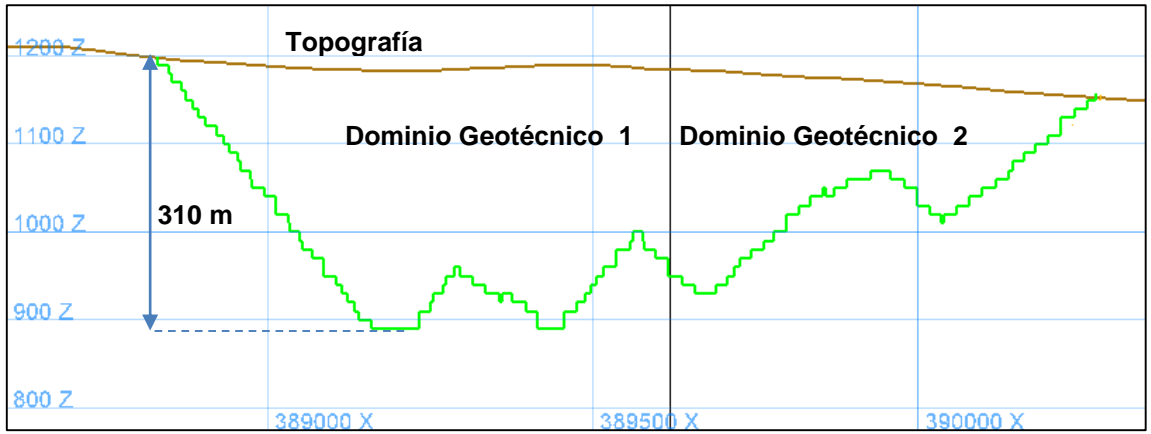


Figura 5-4 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.2

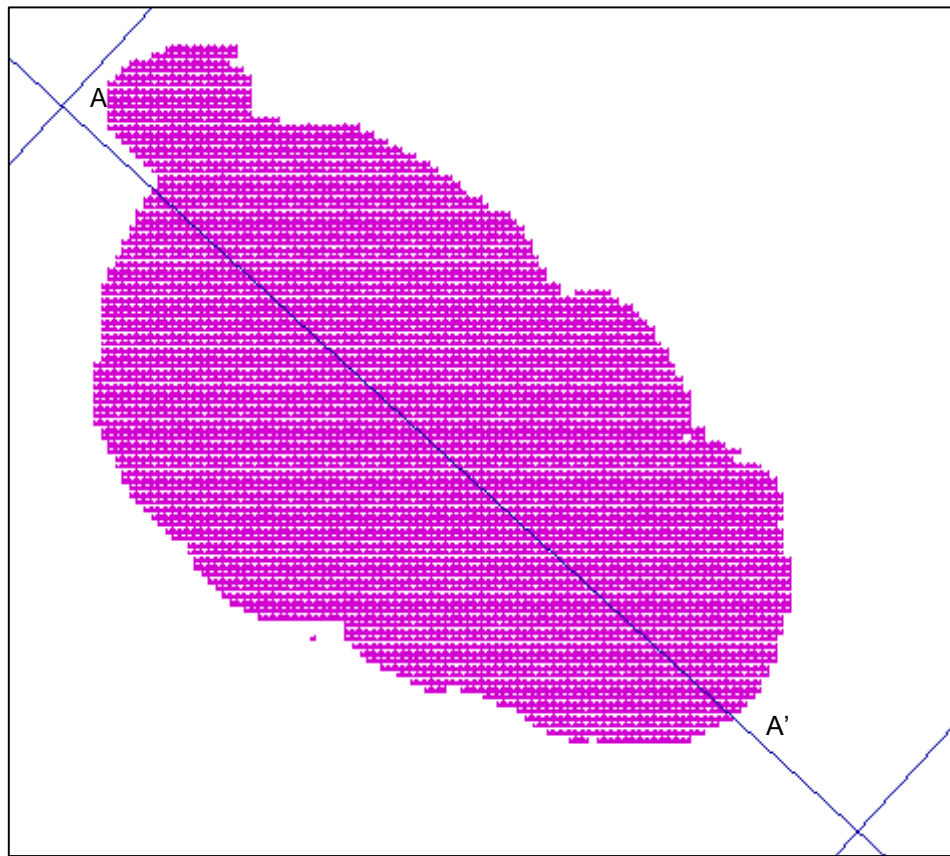


Figura 5-5 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.3

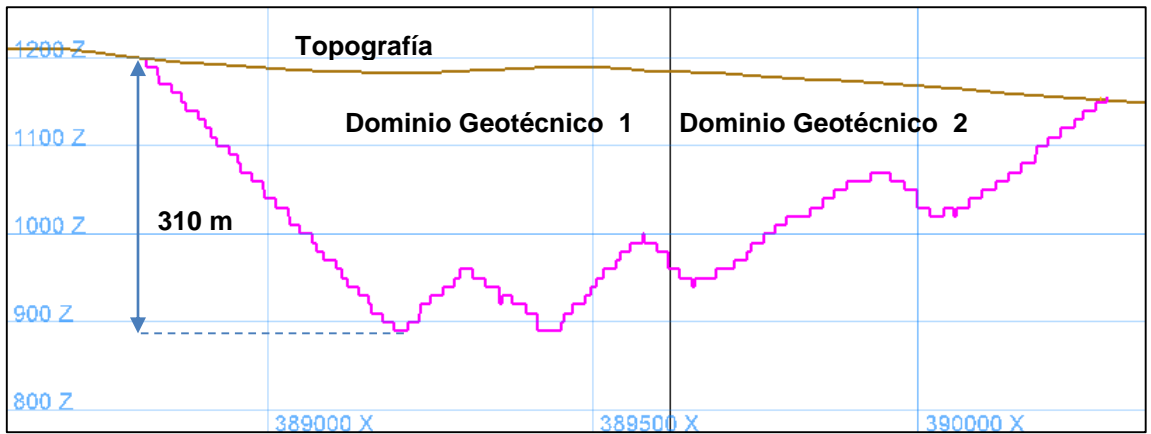


Figura 5-6 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.3

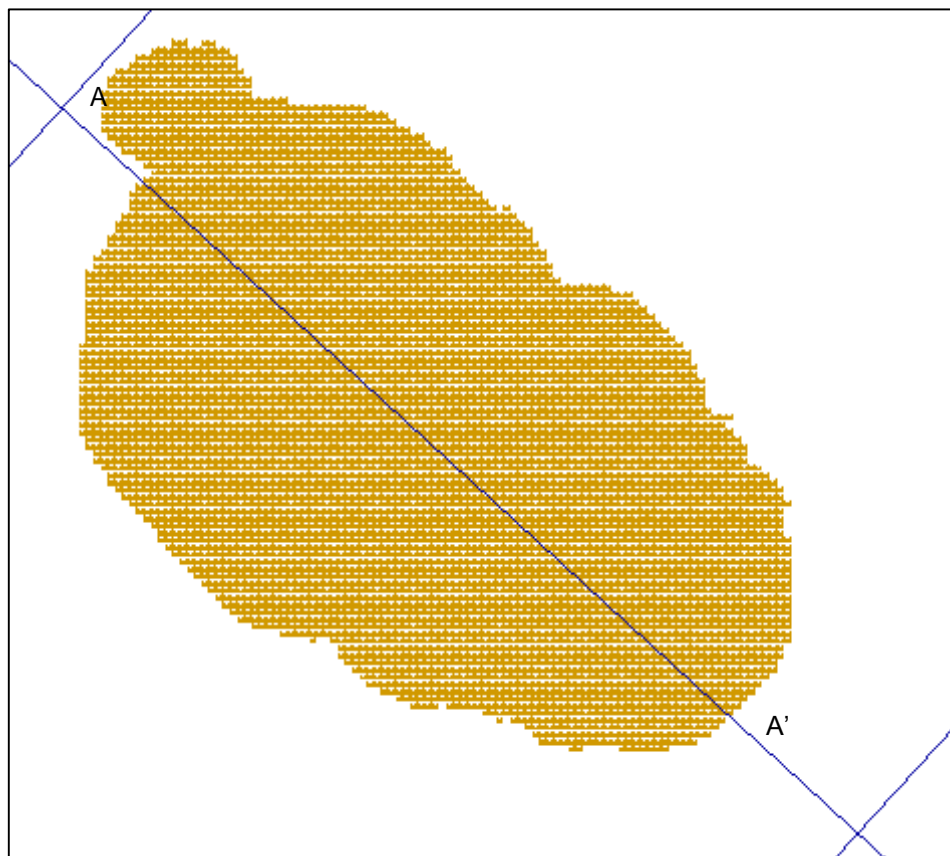


Figura 5-7 Vista en planta para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.4

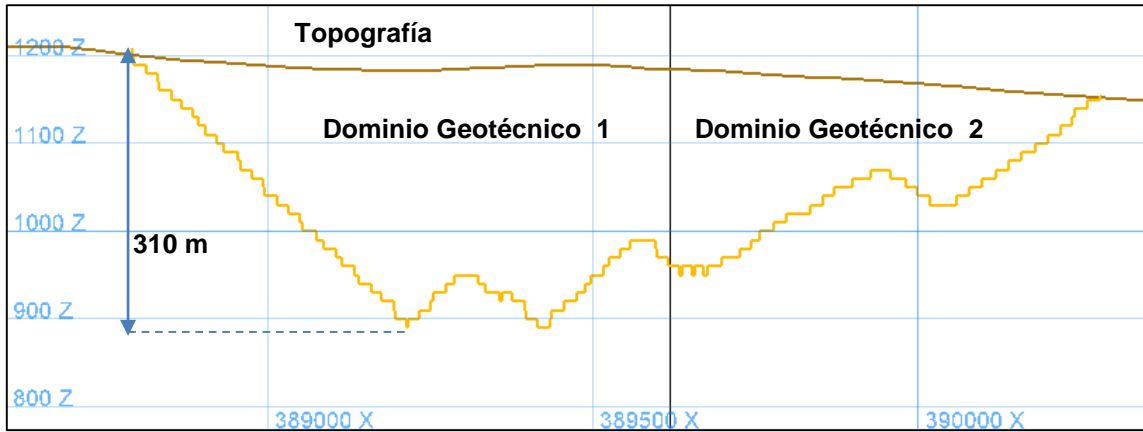


Figura 5-8 Vista del perfil AA' para la envolvente económica considerando un FS aceptable de 1.4

Tal como puede ser apreciado de las **Figuras 5-4, 5-6, y 5-8**, las profundidades de las envolventes económicas en el dominio geotécnico 2 para todos los escenarios de FS aceptables, no alcanzan la profundidad máxima del modelo de bloques. En el caso correspondiente al dominio geotécnico 1 todos los escenarios de FS aceptables alcanzan la profundidad máxima del modelo de bloques de 310 metros.

A continuación se presentan las figuras donde se muestra la profundidad de las envolventes económicas para el dominio geotécnico 2 para los distintos FS aceptables considerados.

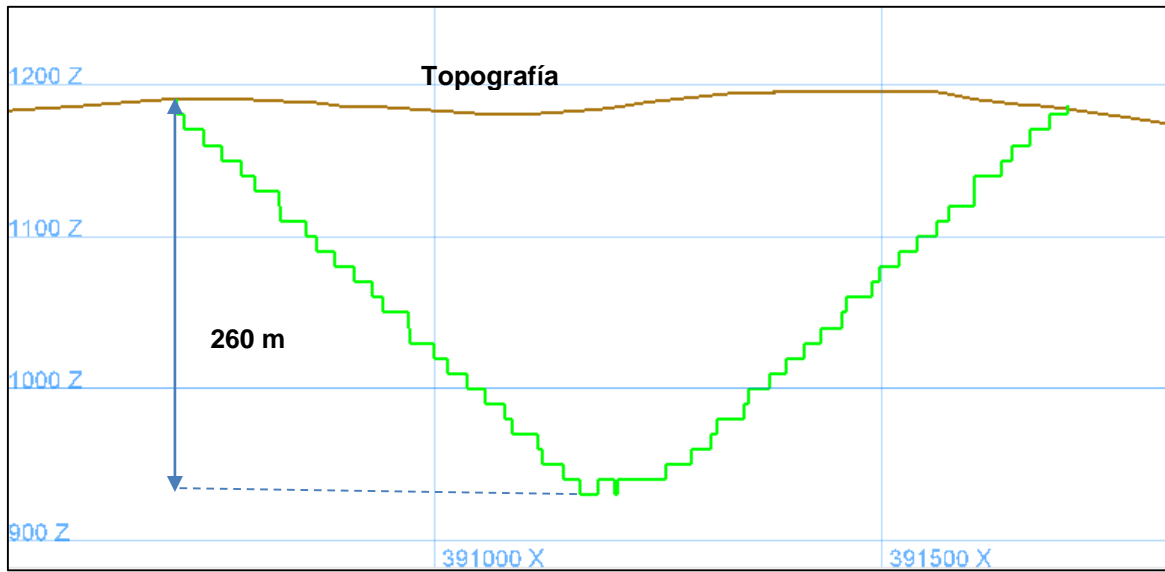


Figura 5-9 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.2

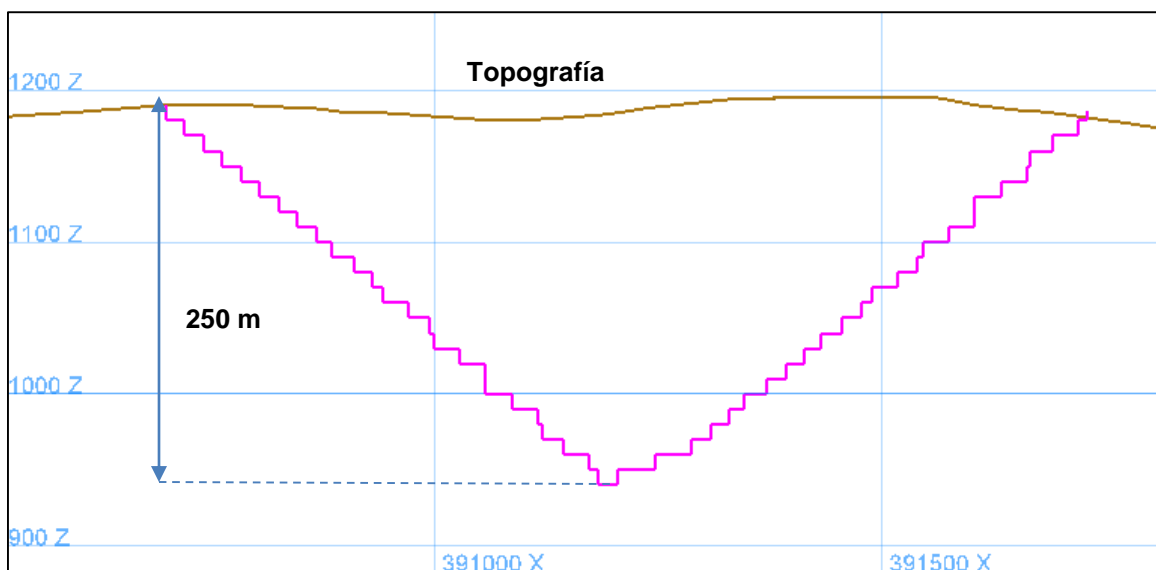


Figura 5-10 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.3

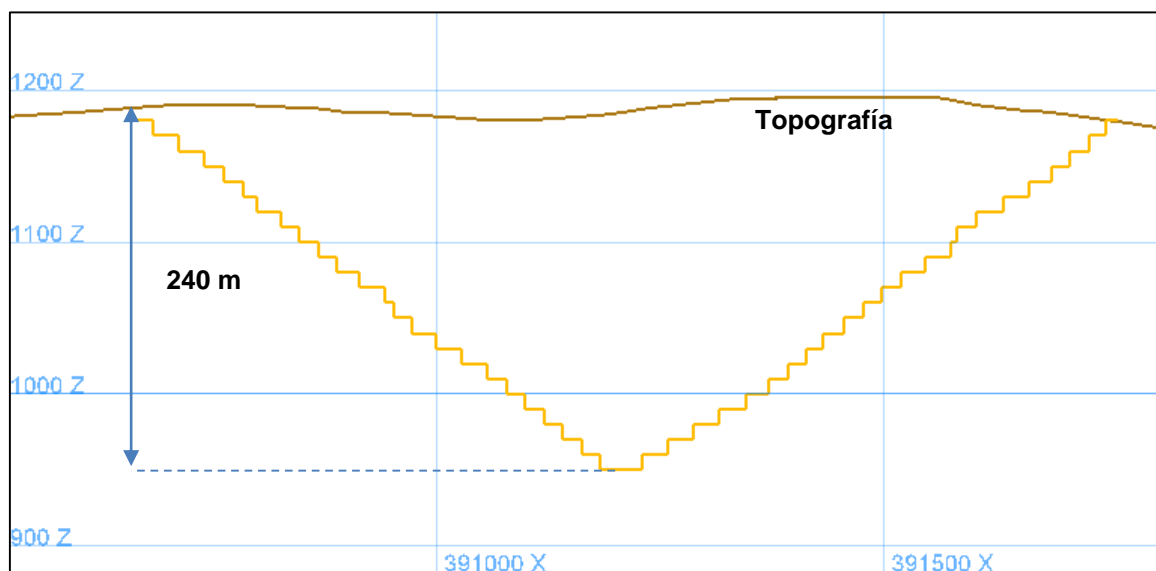


Figura 5-11 Profundidad de la envolvente económica en el dominio 2 considerando un FS aceptable de 1.4

Debido a que en el dominio geotécnico 2 no se alcanza la profundidad máxima del modelo de bloques, resultó necesario volver a realizar nuevas optimizaciones definiendo nuevos ángulos globales de talud mediante un análisis de equilibrio límite de acuerdo a las profundidades alcanzadas por las envolventes económicas para los distintos escenarios de FS aceptables. (Ver esquema iterativo en la **Figura 4-9**).

En total se realizaron 3 iteraciones, en donde en la última se obtuvieron alturas globales de talud cuyos ángulos se ajustaban al FS aceptable definido según el escenario. En la **Tabla 5-1** se muestran las alturas y los ángulos de talud global en el dominio geotécnico 2 para cada escenario luego de la última iteración.

Dominio 2			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Altura Global de Talud [m]	270	260	250
Ángulo Global de Talud [°]	45.4	42.5	39.8
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 5-1 Altura y ángulo global de talud para cada FS aceptable en el dominio geotécnico 2

Tal como puede ser apreciado de los análisis anteriores, para el dominio 1 no hay variaciones en la altura de la envolvente económica entre los distintos escenarios considerados. En el caso del dominio 2 la diferencia de altura de las envolventes económicas obtenidas entre el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 y el escenario asociado a un FS aceptable de 1.4 es de 20 metros (ver **Tabla 5-1**), lo que resulta ser una diferencia inferior al 10% con respecto a este último escenario. Si se compara estos resultados en relación a los obtenidos en el ejemplo conceptual, se puede notar que las diferencias de altura que se produzcan en las envolventes económicas al considerar distintos FS aceptables, van a estar directamente relacionadas con las características del modelo de bloques.

5.1.2 Validación de las Envolventes Económicas

En las **Figuras 5-12, 5-13, y 5-14** se muestran los gráficos del aporte al valor presente neto de cada rajo anidado en el tiempo para cada uno de los escenarios de factor de seguridad aceptables.

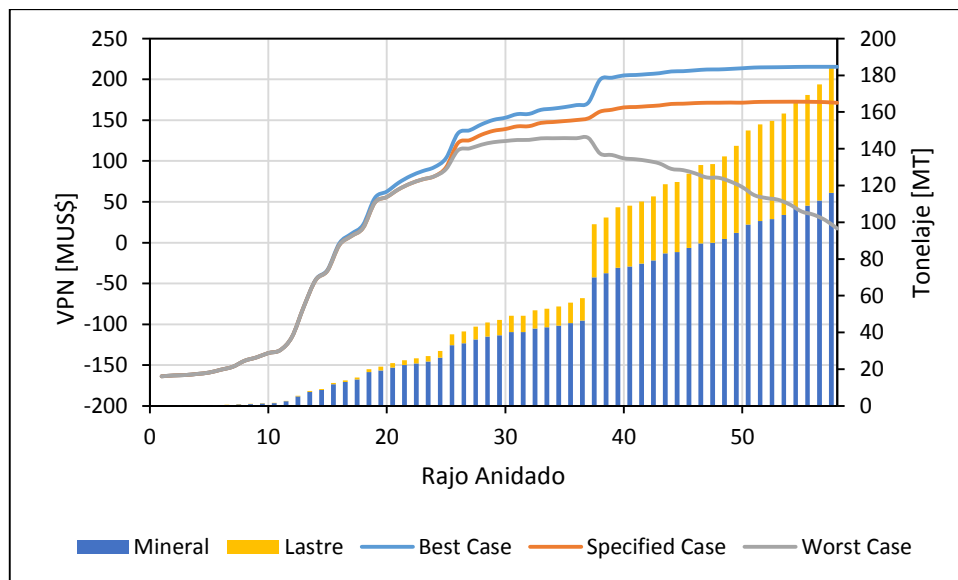


Figura 5-12 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.2

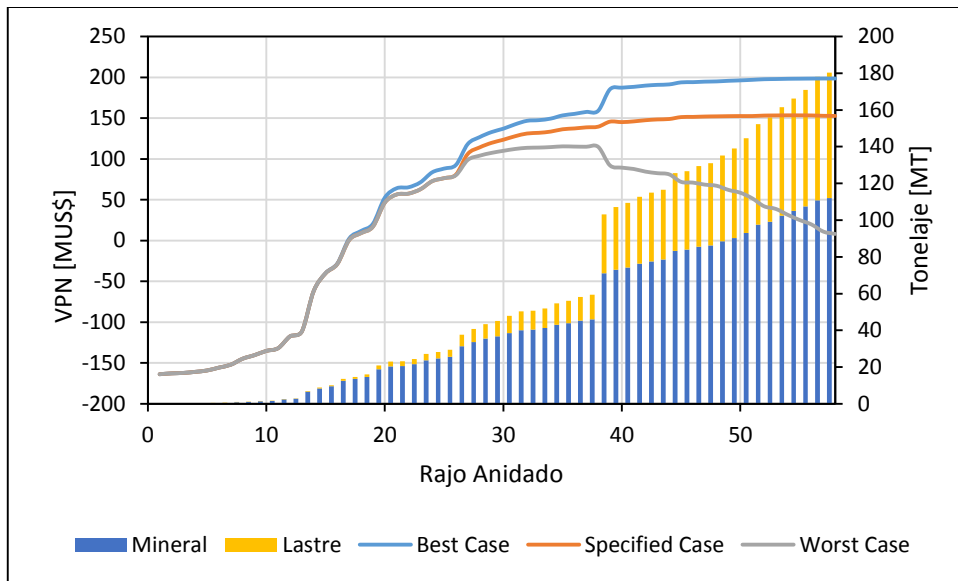


Figura 5-13 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.3

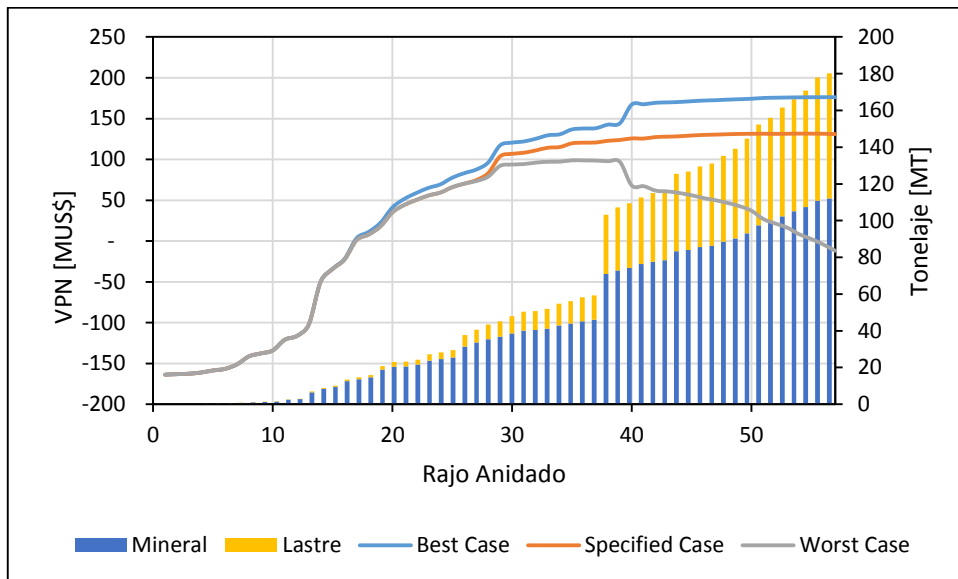


Figura 5-14 Gráfico de aporte al VPN por rajo anidado para un FS aceptable de 1.4

De los gráficos de las **Figuras 5-12, 5-13, y 5-14** es importante mencionar que para definir el “Specified Case” se agruparon los rajos anidados en 5 fases que tuviesen una cantidad de mineral similar. Tal como es posible apreciar al analizar el “Specified Case”, el VPN tiende a ser constante a partir del rajo anidado N°40 aproximadamente (que está asociado a un “revenue factor” de 0.82). No obstante, luego del rajo anidado N°40 sí hay un aporte en términos de fino de cobre contenido. Debido a este argumento se validó como envolvente económica final aquella que está asociada a un “revenue factor” de 1, es decir, la correspondiente a un precio del cobre de 3 US\$/lb. Esto permite validar el análisis realizado en la sección anterior, puesto que las envolventes obtenidas están asociadas a un “revenue factor” de 1.

5.1.3 Análisis de las Envolventes Económicas

Los resultados obtenidos para cada escenario se resumen a continuación.

FS Aceptable	Tonelaje Total [kT]	Mineral [kT]	Estéril [kT]	Ley Cu [%]	E/M	Cu Contenido [Mlb]	Beneficio Marginal [US\$/lb]
1.2	184,106	116,046	68,060	0.43	0.59	1,104	0.62
1.3	180,254	112,083	68,171	0.43	0.61	1,063	0.61
1.4	183,694	110,415	73,279	0.43	0.66	1,037	0.58

Tabla 5-2 Resumen de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, Cu contenido, y beneficio marginal para cada escenario

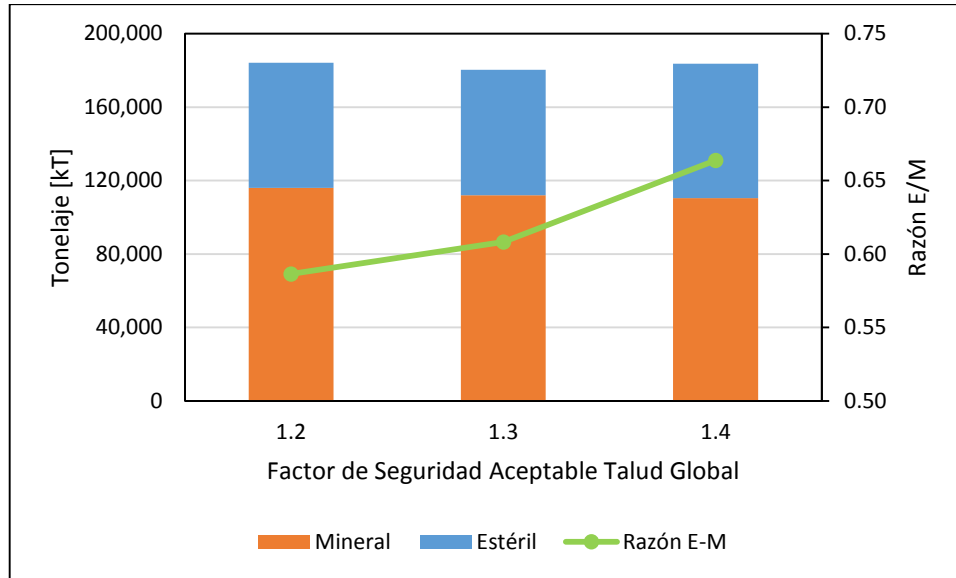


Figura 5-15 Gráfico de mineral, estéril y razón estéril-mineral para cada escenario

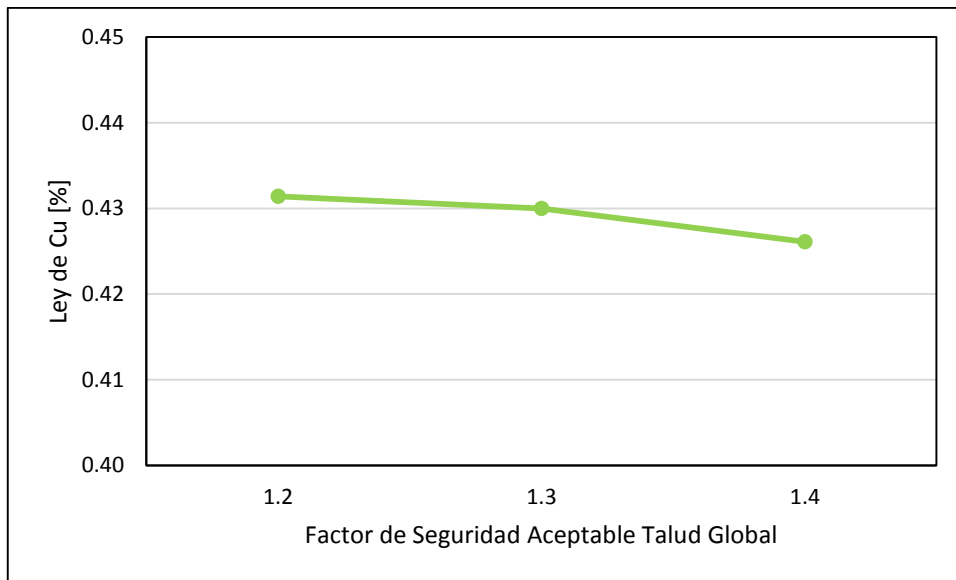


Figura 5-16 Gráfico de ley de Cu promedio para cada escenario

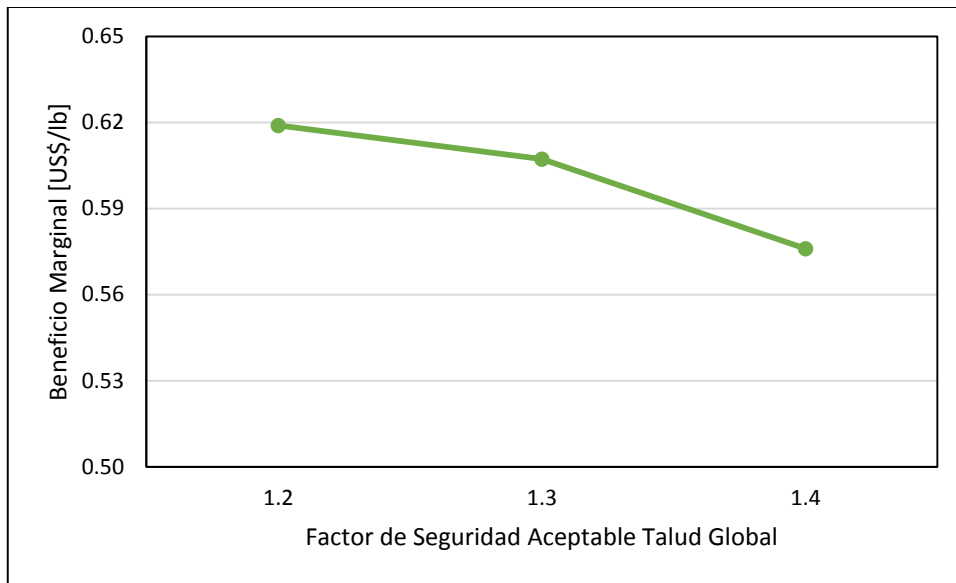


Figura 5-17 Gráfico de beneficio marginal para cada escenario

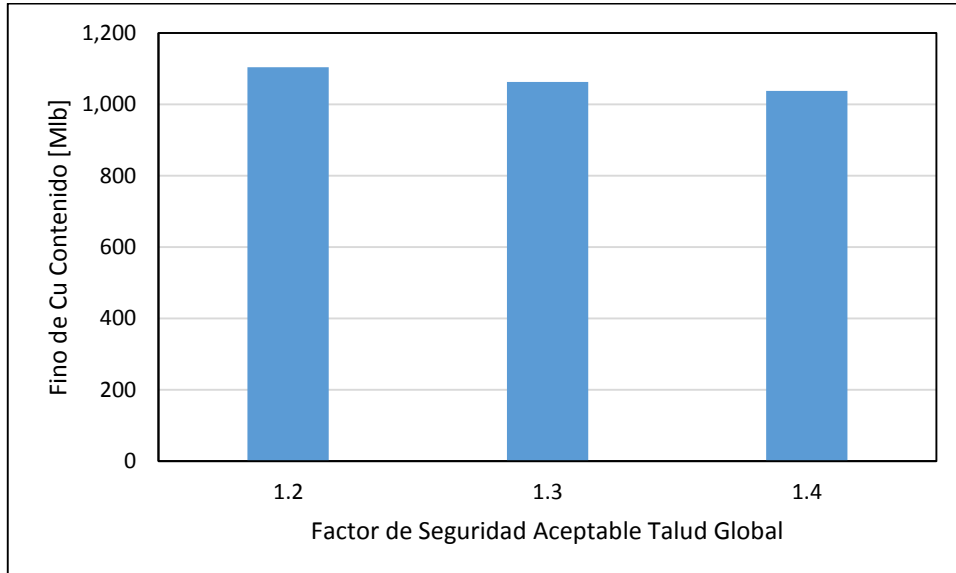


Figura 5-18 Gráfico de fino de Cu contenido en las envolventes económicas para cada escenario

Para poder apreciar con mayor claridad las diferencias entre los distintos escenarios de FS aceptables, en la **Tabla 5-3** y en el gráfico de la **Figura 5-19** se analizan las diferencias porcentuales entre un escenario y otro tomando como referencia el escenario considerado para un FS aceptable de 1.4.

FS Aceptable	Tonelaje Total [%]	Mineral [%]	Estéril [%]	Ley Cu [%]	E/M [%]	Cu Contenido [%]	Beneficio Marginal [%]
1.2	0.22%	5.10%	-7.12%	1.24%	-11.63%	6.41%	7.46%
1.3	-1.87%	1.51%	-6.97%	0.92%	-8.35%	2.44%	5.42%
1.4	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%

Tabla 5-3 Diferencias porcentuales de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4

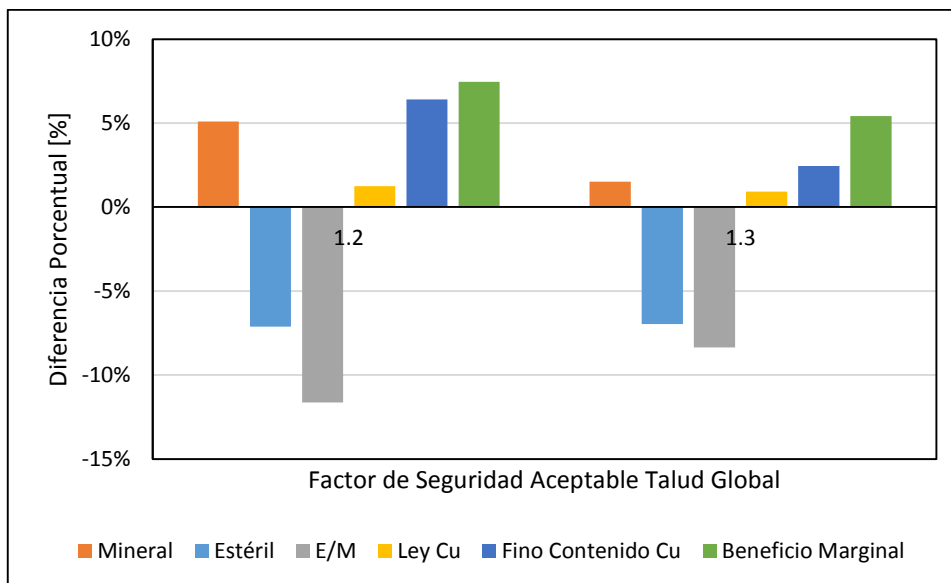


Figura 5-19 Gráfico de diferencias porcentuales de mineral, estéril, razón estéril-mineral, ley de Cu, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4

En el caso de la ley de Cu la diferencia entre un escenario y otro es casi imperceptible (la diferencia de ley entre el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 en relación al escenario asociado a un FS de 1.4 es de un 1.24%). En el caso del mineral contenido en cada envolvente económica la diferencia es más perceptible. En efecto la cantidad de mineral contenido al considerar la envolvente asociada a un FS aceptable de 1.2 es un 5.1% mayor en comparación con el mineral contenido al considerar la envolvente asociada a un FS aceptable de 1.4. Esto hace que la cantidad de fino de Cu sea un 6.41% mayor en el caso del escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 en relación al escenario asociado a un FS aceptable de 1.4. En el caso del estéril, se puede apreciar que las diferencias son perceptibles sólo si se realiza una comparación entre los escenarios correspondientes a FS aceptables de 1.2 y 1.4. En efecto, el estéril asociado a un FS aceptable de 1.2 es un 7.12% menor en comparación con el estéril presente en la envolvente económica asociada al escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4. Si se realiza la comparación de la diferencia de estéril entre los escenarios correspondientes a FS aceptables de 1.2 y 1.3 la diferencia es prácticamente imperceptible.

Como consecuencia de lo descrito en el párrafo anterior, es la razón estéril-mineral y el beneficio marginal las variables que más diferencias presentan entre los distintos escenarios, donde se puede observar que la razón estéril-mineral aumenta a medida que el factor de seguridad aceptable se incrementa, mientras que el beneficio marginal disminuye a medida que el factor de seguridad aceptable aumenta.

5.1.4 Definición Preliminar de Fases

En la **Figura 5-20** se muestra una división del rajo en fases en base a los rajos anidados obtenidos y bajo un esquema conceptual para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3. De manera preliminar se definieron 5 fases.

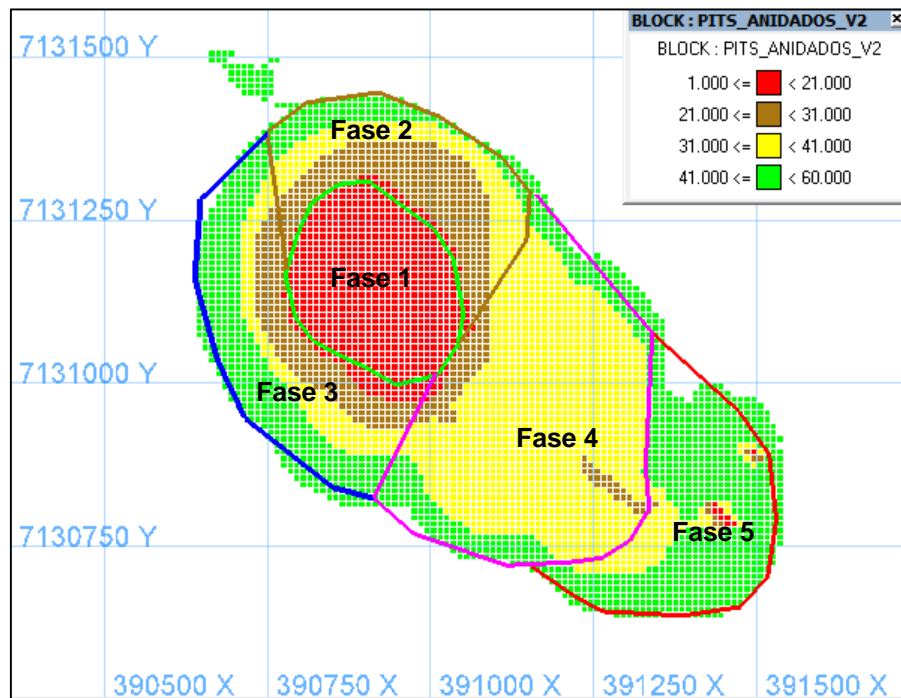


Figura 5-20 Definición conceptual de las fases

Tal como es posible apreciar de la **Figura 5-20**, la definición de las fases sigue un orden que está determinado por la secuencia de los rajos anidados. En efecto, la primera fase contiene casi en su totalidad los primeros rajos anidados, en tanto que las fases siguientes tienden a considerar rajos anidados que fueron generados con un “revenue factor” mayor. Cabe mencionar que la distribución de rajos anidados para los escenarios correspondientes a un FS aceptable de 1.2 y 1.4, siguen una distribución muy similar a la obtenida para el caso correspondiente al considerar un FS aceptable de 1.3.

5.2 Diseños de Fases

5.2.1 Resumen de los Componentes Geométricos de Talud

Tal como fuera mencionado en el **capítulo 2**, el ancho de rampa queda definido en función del equipo de transporte más grande que estará presente en la operación. De acuerdo a los supuestos descritos en el **capítulo 4**, la capacidad de planta tendrá un rango que varía entre los 5 y los 7 millones de toneladas por año. Teniendo en cuenta

que la razón estéril-mineral fluctúa entre 0.59 y 0.66 dependiendo del escenario, se puede deducir como primera aproximación que el movimiento mina va a tener un rango que puede variar entre 8 y 12 millones de toneladas por año (considerando un movimiento total constante para todos los períodos).

Con los antecedentes del párrafo anterior y de acuerdo al criterio del autor del presente trabajo, se asumirá que el equipo de mayor envergadura que podrá circular en la mina corresponde a un camión de aproximadamente 90 toneladas. Un equipo que posee estas características es un camión Komatsu 785 que posee una capacidad de 91 toneladas métricas. Este equipo tiene 5.48 metros de ancho. El diámetro del neumático es de 2.36 metros. Reemplazando el valor del diámetro del neumático en la **Ecuación [22]** da un valor del ancho de los pretiles en la base de 3.6 metros, que para efectos de aproximación se asumirá de 4 metros. De acuerdo a la **Ecuación [21]** el ancho de la rampa tiene un valor de 29.92 metros. Para efectos prácticos se realizarán los diseños considerando un ancho de rampa de 30 metros. De esta manera se obtiene la **Figura 5-21** que muestra el ancho de rampa que se utilizará en la etapa de diseño.

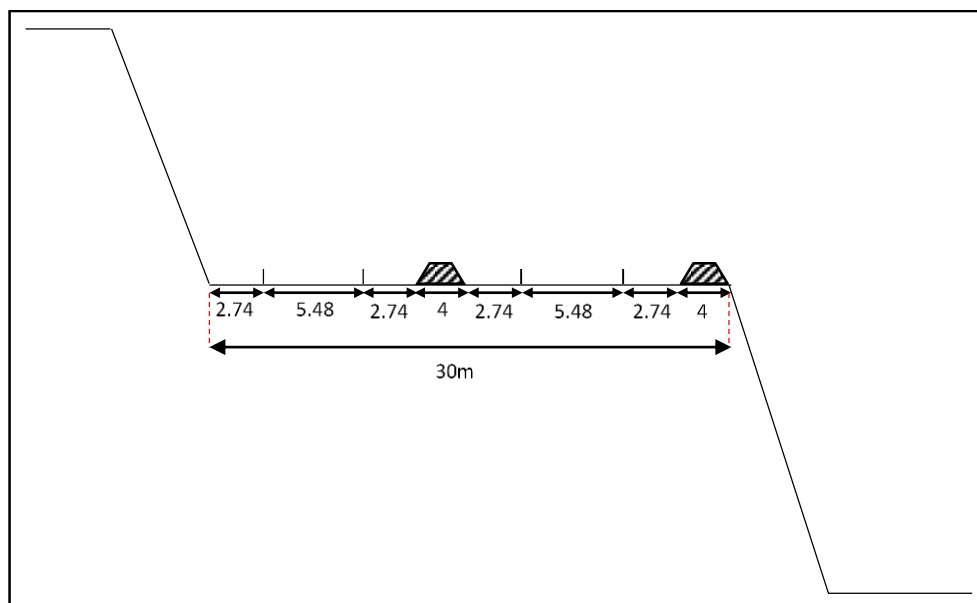


Figura 5-21 Dimensión de parámetros operacionales que definen el ancho de rampa

Con el ancho de rampa ya definido, y con la división conceptual de fases se realizaron los diseños operativos de cada una de éstas. En los diseños finales² se obtuvo un diseño con 4 rampas en la pared del rajo final para el dominio 1 y un diseño con 3 rampas en la pared del rajo final para el dominio 2.

Teniendo en cuenta los criterios utilizados para la definición de los componentes geométricos de talud detallados en el **capítulo 4** del presente trabajo, a continuación se muestra un resumen de los componentes utilizados en el diseño para cada dominio geotécnico.

² Previo a los diseños finales se realizaron 2 diseños preliminares en los cuales se introdujeron ajustes hasta finalmente obtener los diseños finales.

Dominio 1			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Ángulo Cara de Banco [°]	85.1	78.9	72.0
Altura Banco Doble [m]	20	20	20
FS Banco	1.58	1.88	2.17
Ancho Berma [m]	8.5	8.5	8.5
Ancho Berma Geotécnica [m]	20	20	20
Ángulo Inter-rampa [°]	62.9	58.2	53.1
Altura Inter-Rampa [m]	200	200	200
FS Inter-rampa	1.10	1.20	1.33
Número de Rampas	4	4	4
Ancho Rampa [m]	30	30	30
Ángulo Global de Talud [°]	50.8	47.2	43.5
Altura Global de Talud [m]	310	310	310
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 5-4 Resumen de los componentes geométricos de talud para los distintos escenarios para el dominio geotécnico 1

Dominio 2			
Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
FS Global Aceptable	1.2	1.3	1.4
Ángulo Cara de Banco [°]	73.8	69.0	64.3
Altura Banco Doble [m]	20	20	20
FS Banco	1.82	2.00	2.18
Ancho Berma [m]	8.5	8.5	8.5
Ancho Berma Geotécnica [m]	20	20	20
Ángulo Inter-rampa [°]	54.4	51.0	47.8
Altura Inter-Rampa [m]	200	180	180
FS Inter-rampa	1.11	1.23	1.31
Número de Rampas	3	3	3
Ancho Rampa [m]	30	30	30
Altura Global de Talud [m]	270	260	250
Ángulo Global de Talud [°]	45.4	42.5	39.8
FS Global	1.20	1.30	1.40

Tabla 5-5 Resumen de los componentes geométricos de talud para los distintos escenarios para el dominio geotécnico 2

5.2.2 Resumen de Diseños

En las **Figuras 5-22, 5-23, 5-24, 5-25, y 5-26** se muestra el diseño de fases para el escenario correspondiente al usar un FS aceptable de 1.3. Los diseños de fases para

los otros escenarios siguen una geometría muy similar a las fases que se muestran a continuación por lo que no se incluirán en este capítulo. Éstos están presentes en el capítulo anexos del presente trabajo (ver **sección 8.1 Anexo A**).

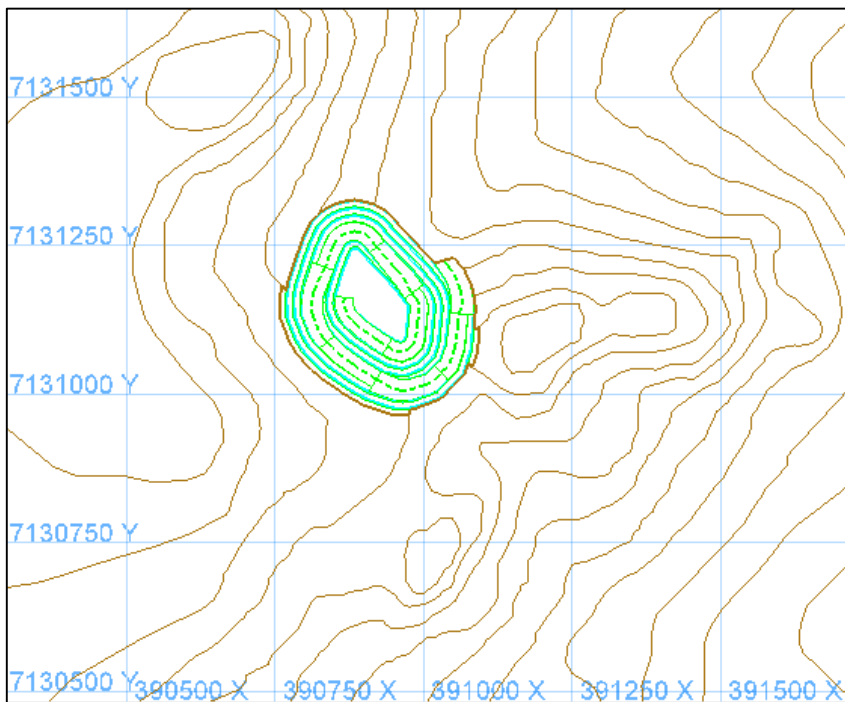


Figura 5-22 Diseño final de la Fase1 considerando un FS de 1.3

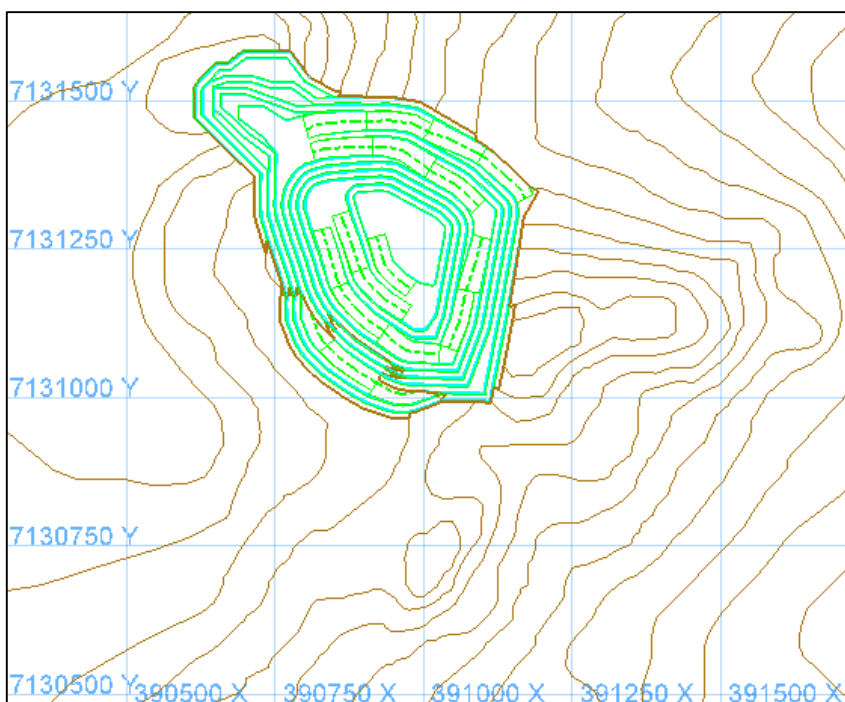


Figura 5-23 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.3

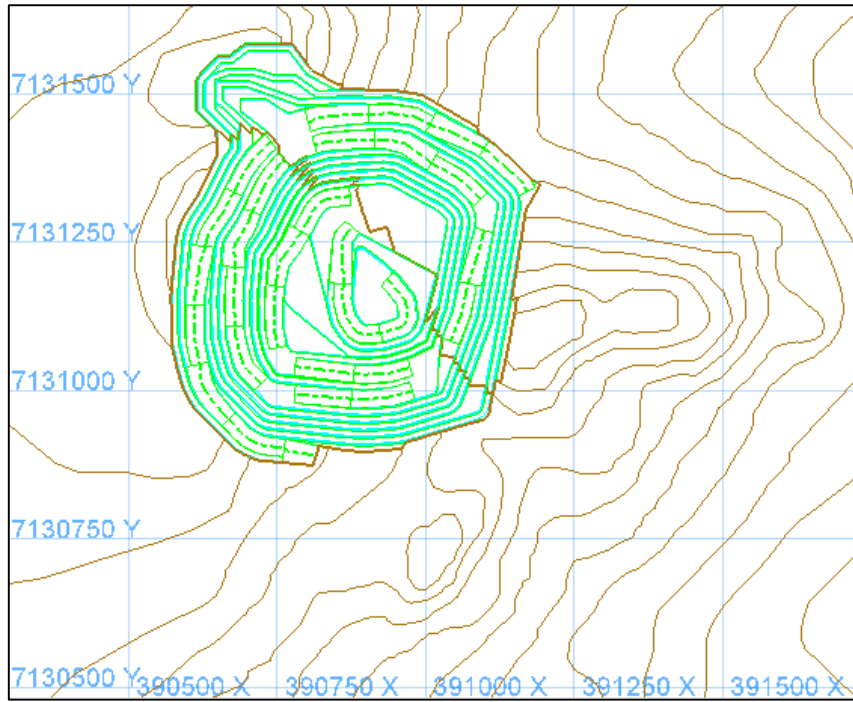


Figura 5-24 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.3

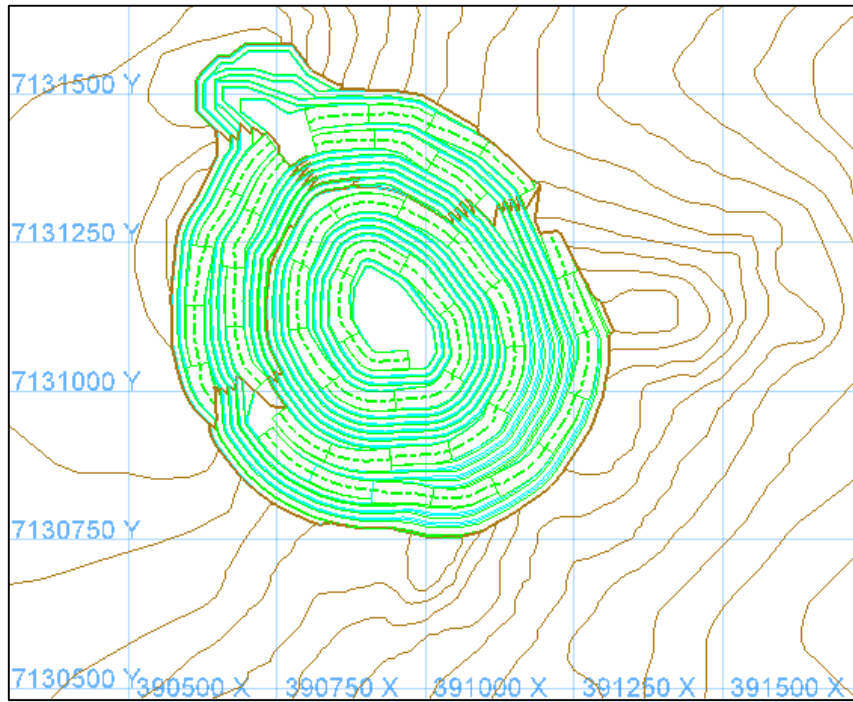


Figura 5-25 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.3

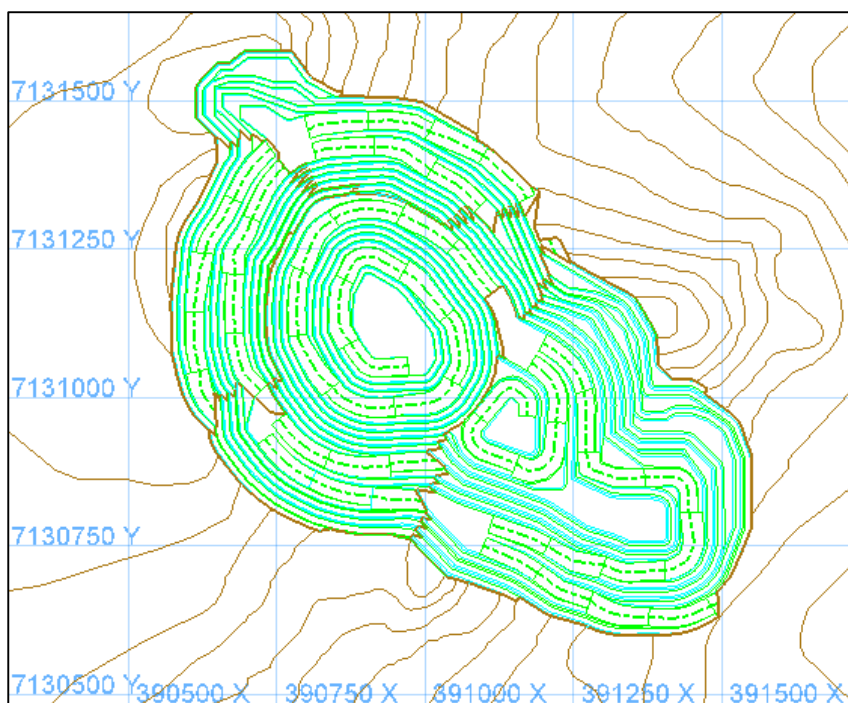


Figura 5-26 Diseño final de las fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.3

Para el diseño de fases, se procuró que cada fase tuviese accesos independientes con el fin de poder tener una mayor flexibilidad operativa.

En las **Tablas 5-6, 5-7, y 5-8** se muestra para todos los escenarios un resumen de las siguientes variables: tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, fino de Cu contenido, y beneficio marginal para cada una de las fases diseñadas. También se muestra la diferencia porcentual entre las cubicaciones para cada rajo según el escenario correspondiente a cada FS aceptable y su diferencia con respecto a la envolvente económica respectiva.

	Tonelaje Total [kT]	Mineral [kT]	Estéril [kT]	Ley [%]	E/M	Cu Contenido [Mlb]	Beneficio Marginal [US\$/lb]
Fase1	11,088	10,479	609	0.61	0.06	141	1.11
Fase2	36,120	22,258	13,862	0.42	0.62	208	0.58
Fase3	35,338	21,721	13,617	0.39	0.63	188	0.49
Fase4	63,367	36,124	27,243	0.40	0.75	319	0.46
Fase5	45,196	25,182	20,014	0.39	0.79	217	0.41
Total Diseños	191,109	115,765	75,344	0.42	0.65	1,073	0.56
Envolvente	184,106	116,046	68,060	0.43	0.59	1,104	0.62
Diferencia	3.80%	-0.24%	10.70%	-2.52%	10.97%	-2.75%	-8.85%

Tabla 5-6 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.2

	Tonelaje Total [kT]	Mineral [kT]	Estéril [kT]	Ley [%]	E/M	Cu Contenido [Mlb]	Beneficio Marginal [US\$/lb]
Fase1	12,124	11,198	925	0.60	0.08	149	1.09
Fase2	34,670	21,108	13,562	0.42	0.64	196	0.57
Fase3	34,959	21,124	13,835	0.39	0.65	183	0.47
Fase4	62,322	34,050	28,273	0.40	0.83	297	0.41
Fase5	42,690	24,324	18,366	0.38	0.76	206	0.40
Total Diseños	186,766	111,804	74,962	0.42	0.67	1,031	0.55
Envolvente	180,254	112,083	68,171	0.43	0.61	1,063	0.61
Diferencia	3.61%	-0.25%	9.96%	-2.69%	10.24%	-2.93%	-9.33%

Tabla 5-7 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.3

	Tonelaje Total [kT]	Mineral [kT]	Estéril [kT]	Ley [%]	E/M	Cu Contenido [Mlb]	Beneficio Marginal [US\$/lb]
Fase1	13,348	11,936	1,412	0.60	0.12	157	1.07
Fase2	37,918	21,596	16,322	0.41	0.76	196	0.49
Fase3	36,054	20,974	15,080	0.39	0.72	180	0.43
Fase4	62,489	33,462	29,027	0.39	0.87	291	0.40
Fase5	41,009	22,841	18,168	0.37	0.80	188	0.35
Total Diseños	190,818	110,809	80,009	0.41	0.72	1,012	0.52
Envolvente	183,694	110,415	73,279	0.43	0.66	1,037	0.58
Diferencia	3.88%	0.36%	9.18%	-2.77%	8.80%	-2.43%	-9.97%

Tabla 5-8 Resumen de las cubicaciones de fases considerando un FS aceptable de 1.4

5.2.3 Análisis de Diseños

A continuación se muestran los gráficos de análisis de los resultados de los diseños para cada escenario de factor de seguridad aceptable.

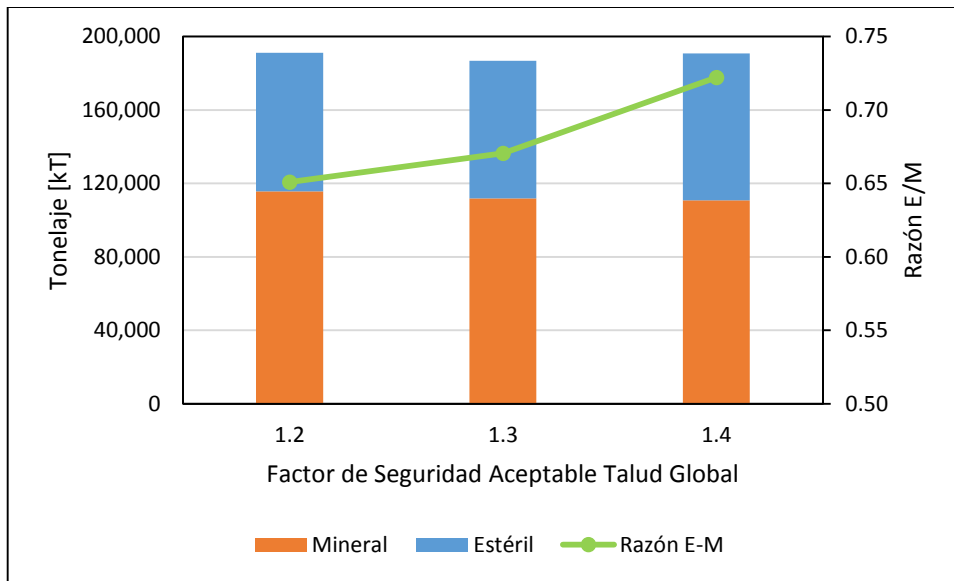


Figura 5-27 Gráfico de mineral, estéril y razón estéril-mineral para cada escenario

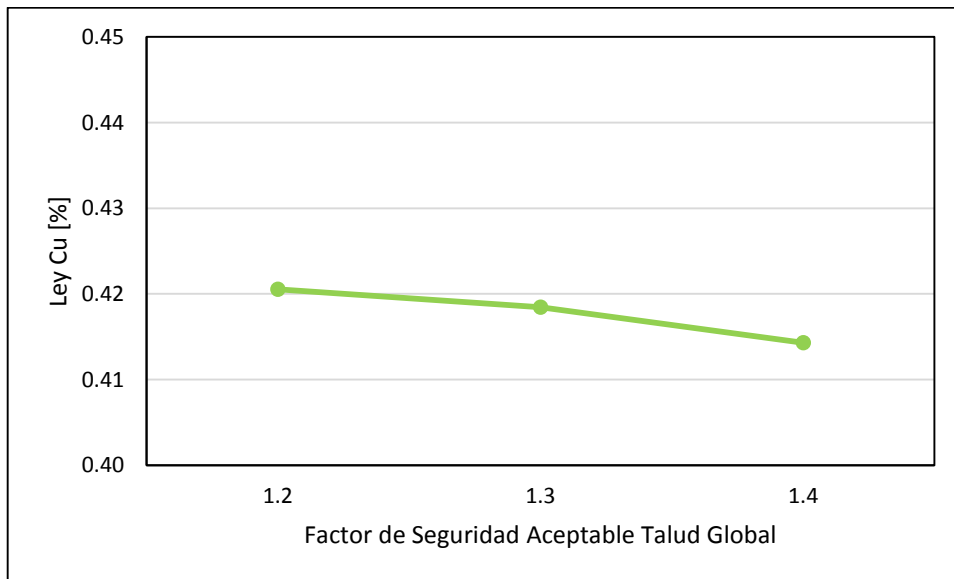


Figura 5-28 Gráfico de ley de Cu para cada escenario

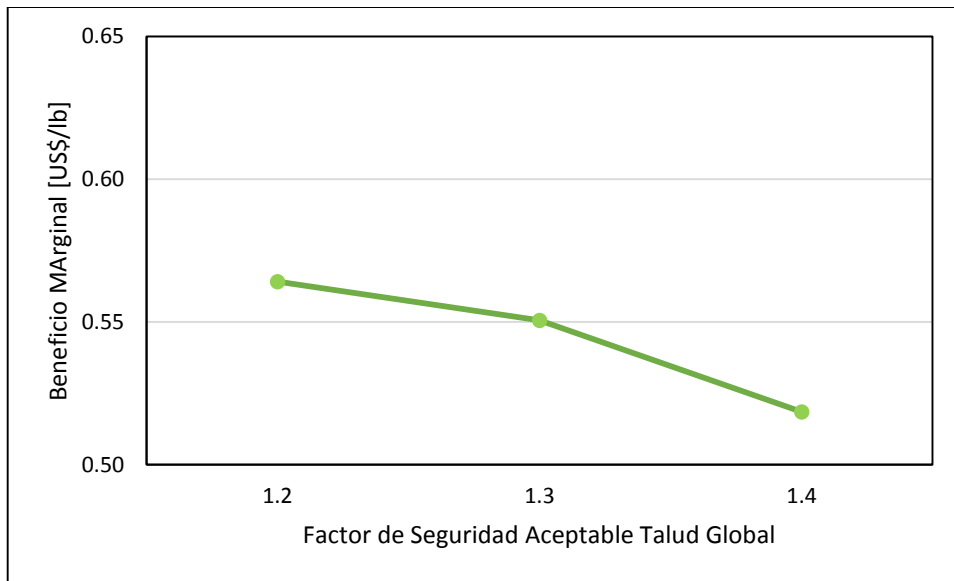


Figura 5-29 Gráfico de beneficio marginal para cada escenario

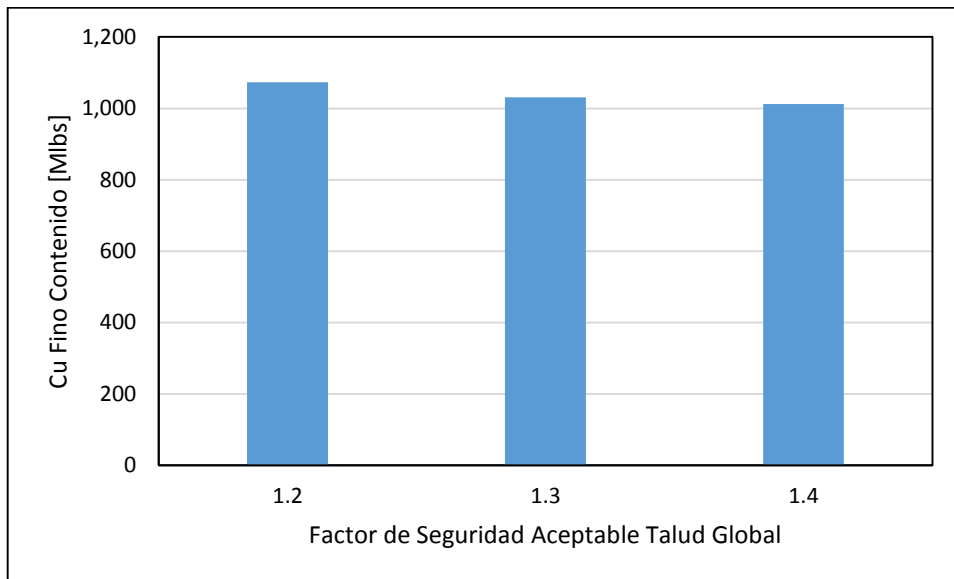


Figura 5-30 Gráfico de fino de Cu contenido en los diseños de rajo final para cada escenario

Para poder apreciar con mayor claridad las diferencias entre los distintos escenarios de FS aceptables, en la **Tabla 5-9** se analizan las diferencias porcentuales entre un escenario y otro tomando como referencia el escenario considerado para un FS aceptable de 1.4.

FS Aceptable	Tonelaje Total [%]	Mineral [%]	Estéril [%]	Ley Cu [%]	E/M	Cu Contenido [%]	Beneficio Marginal [%]
1.2	0.15%	4.47%	-5.83%	1.51%	-9.86%	6.05%	8.79%
1.3	-2.12%	0.90%	-6.31%	1.00%	-7.14%	1.91%	6.17%
1.4	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%

Tabla 5-9 Diferencias porcentuales de tonelaje total, mineral, estéril, ley de Cu, razón estéril-mineral, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4

Si se analizan los resultados de los diseños mineros de acuerdo a la tabla anterior, se puede observar que en la ley de Cu la diferencia entre un escenario y otro es casi imperceptible (la diferencia de ley entre el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 en relación al escenario asociado a un FS de 1.4 es de un 1.5%). En el caso del mineral contenido en cada envolvente económica la diferencia es más perceptible. En efecto la cantidad de mineral contenido al considerar la envolvente asociada a un FS aceptable de 1.2 es un 4.5% mayor en comparación con el mineral contenido al considerar la envolvente asociada a un FS aceptable de 1.4. Esto hace que la cantidad de fino de Cu sea un 6.1% mayor en el caso del escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 en relación al escenario asociado a un FS aceptable de 1.4. En el caso del estéril, se puede apreciar que las diferencias son perceptibles sólo si se realiza una comparación entre los escenarios correspondientes a FS aceptables de 1.2 y 1.4. En efecto, el estéril asociado a un FS aceptable de 1.2 es un 5.8% menor en comparación con el estéril presente en el diseño asociado al escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4. Si se realiza la comparación de la diferencia de estéril entre los escenarios correspondientes a FS aceptables de 1.2 y 1.3 la diferencia es prácticamente imperceptible.

En la **Figura 5-31** se presentan los gráficos donde se comparan las diferencias porcentuales de mineral, estéril, razón estéril-mineral, ley de Cu, fino contenido de Cu, y beneficio marginal entre los diseños mineros y las envolventes económicas tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4.

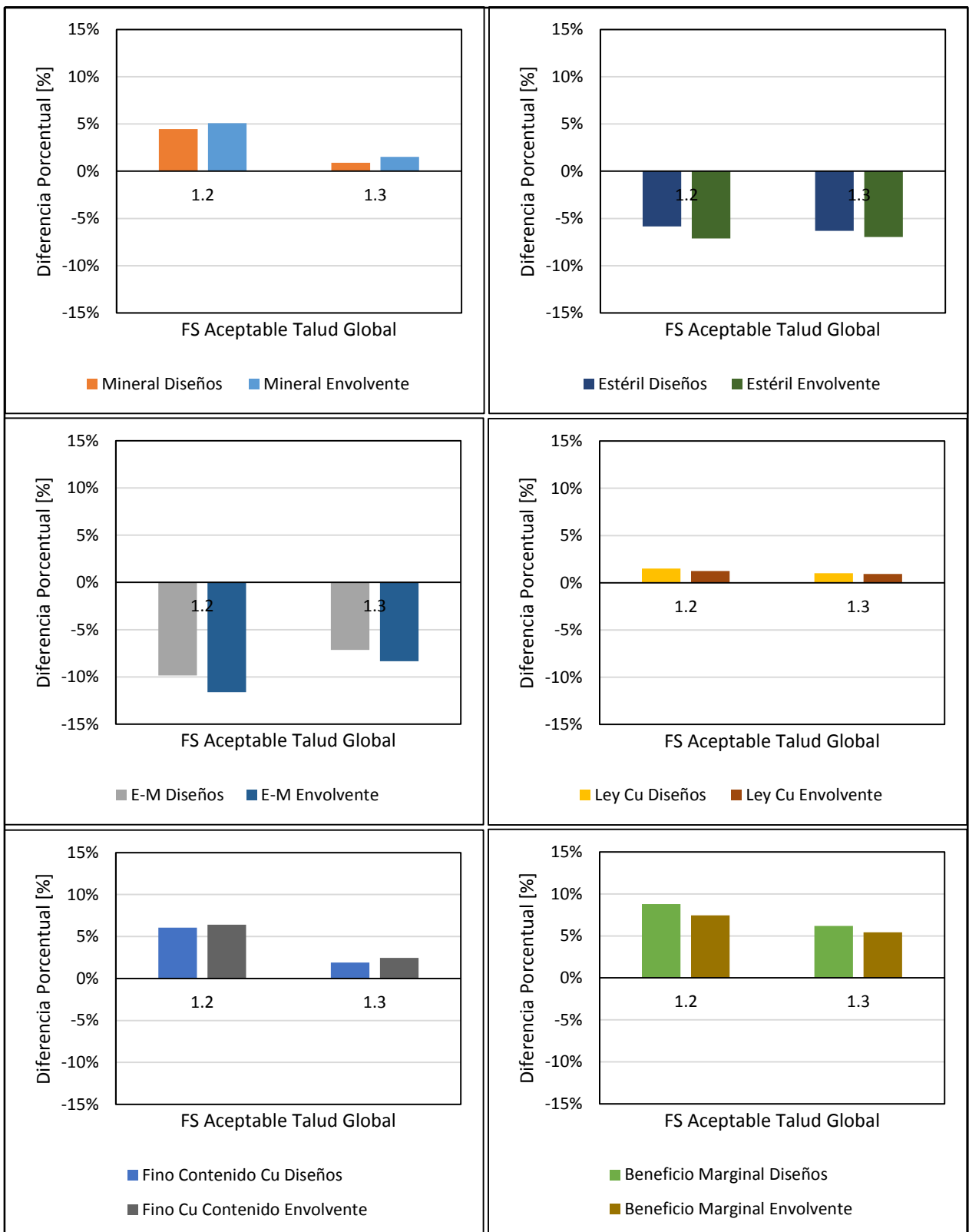


Figura 5-31 Gráficos de comparaciones de diferencias porcentuales de mineral, estéril, razón E/M, ley de Cu, fino contenido de Cu y beneficio marginal para cada escenario entre los diseños mineros y las envolventes económicas tomando como referencia el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4

Al igual que en el análisis de los resultados de las envolventes económicas, es la razón estéril-mineral y el beneficio marginal las variables que más diferencias presentan entre los distintos escenarios, donde se puede observar que la razón estéril-mineral aumenta a medida que el factor de seguridad aceptable se incrementa, mientras que el beneficio marginal disminuye a medida que el factor de seguridad aceptable aumenta.

De los gráficos de la **Figura 5-31** también es importante notar que las tendencias de las distintas variables analizadas entre los diseños y las envolventes económicas para los distintos FS aceptables, confirman la consistencia de los resultados obtenidos entre las etapas de optimización y de diseño minero.

Los gráficos de las **Figuras 5-32 y 5-33** muestran el porcentaje de tonelaje total y de mineral de los diseños mineros que están contenidos en las envolventes económicas.

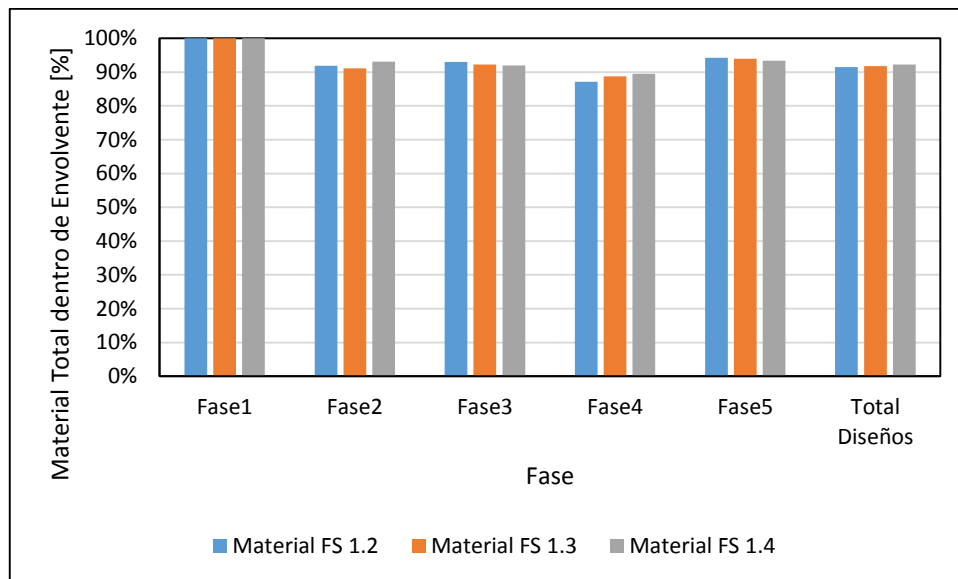


Figura 5-32 Porcentaje de material total contenido dentro de la envolvente económica por fase

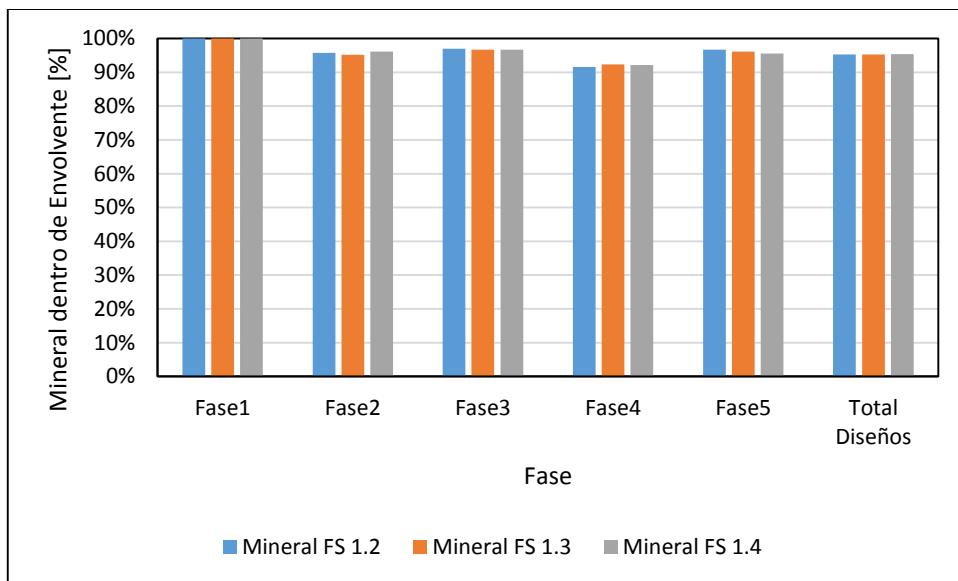


Figura 5-33 Porcentaje de mineral contenido dentro de la envolvente económica por fase

Tal como puede apreciarse en los gráficos de las **Figuras 5-32 y 5-33**, se obtuvo que para todos los escenarios, el 92% del material total y el 95% del mineral de los diseños están contenidos en las envolventes económicas. Al realizar un análisis por fase se puede señalar que para todas las fases diseñadas más del 90% del mineral de cada una de las fases está contenido dentro de las envolventes económicas. Estos resultados sumados a los análisis ya hechos permiten confirmar la validez de los diseños mineros realizados en este trabajo.

En forma adicional a lo mencionado, a continuación se mostrará una imagen que permite comparar el diseño minero del rajo final en relación a la envolvente económica. También se mostrarán algunas figuras que permiten ilustrar el mineral contenido dentro de la envolvente económica y el mineral fuera de la envolvente económica para un FS aceptable de 1.3.

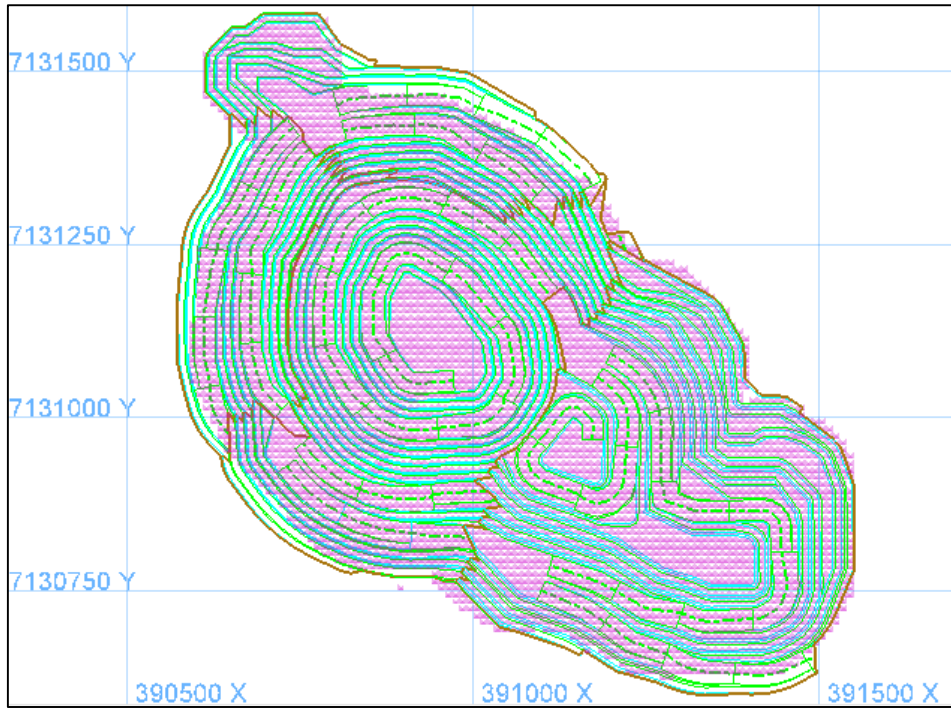


Figura 5-34 Diseño de rajo final y envolvente económica sobrepuesta para un FS aceptable de 1.3

Tal como es posible apreciar de la **Figura 5-34**, la geometría del diseño final presenta una consistencia con la envolvente económica. En el caso de los escenarios correspondientes a un FS aceptable de 1.2 y 1.4, la situación es muy similar a lo descrito e ilustrado. Las **Figuras 5-35 y 5-36** muestran una vista en planta para el mineral con ley mayor a la ley de corte marginal.

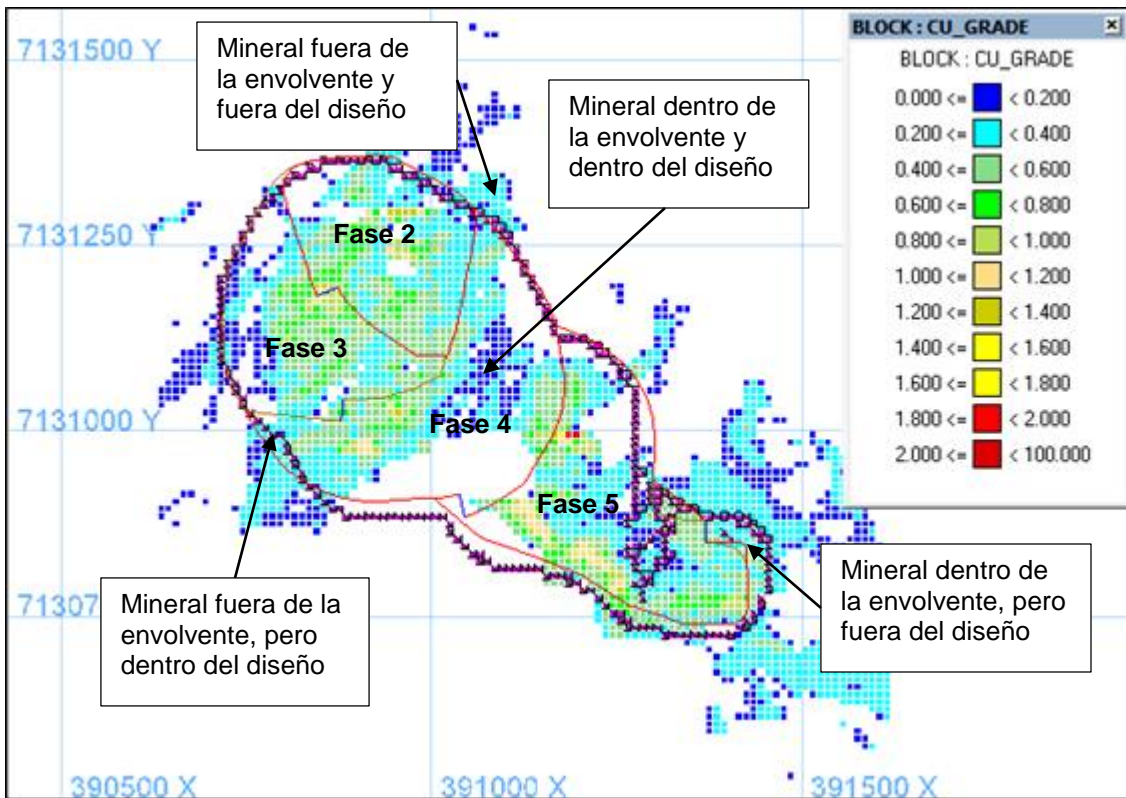


Figura 5-35 Vista en planta de la cota 1060 correspondiente a un FS aceptable de 1.3

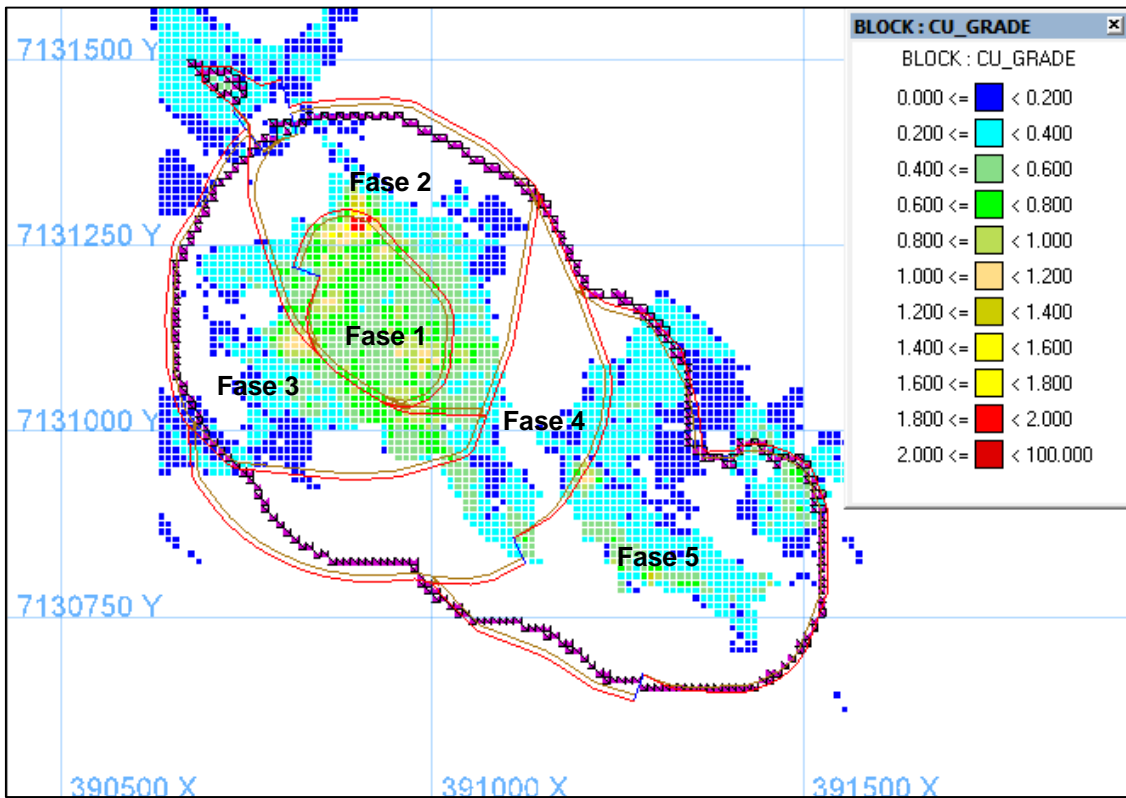


Figura 5-36 Vista en planta de la cota 1130 correspondiente a un FS aceptable de 1.3

Tal como se puede apreciar de las **Figuras 5-35 y 5-36**, la mayor parte del mineral está contenido dentro de la envolvente económica, lo que gráficamente permite observar lo que se muestra en los gráficos de las **Figuras 5-32 y 5-33**.

En los siguientes gráficos se presentan las siguientes variables: tonelaje total, mineral, razón estéril-mineral, y beneficio marginal por fase para cada escenario de factor de seguridad aceptable.

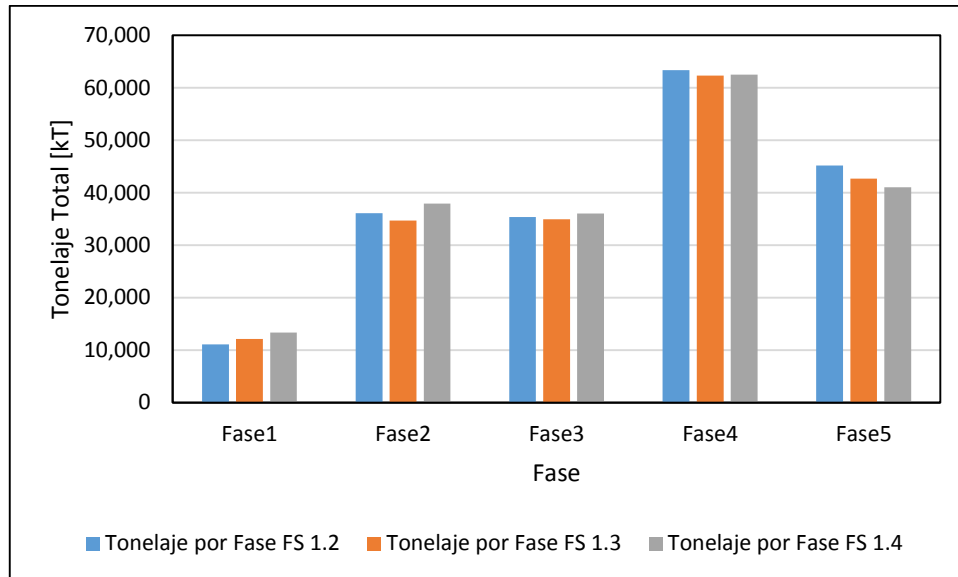


Figura 5-37 Tonelaje total para cada escenario considerado

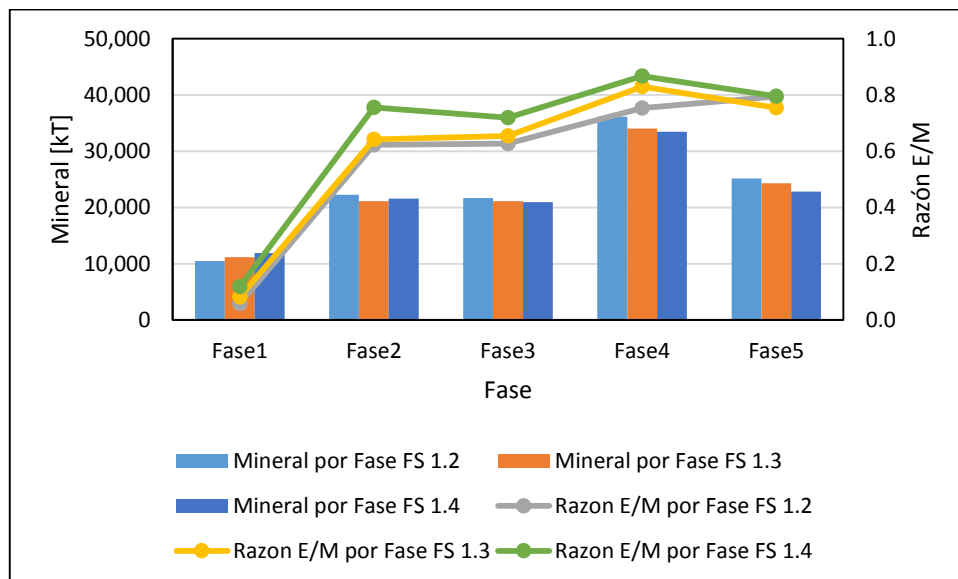


Figura 5-38 Mineral y razón estéril-mineral por fase para cada escenario considerado

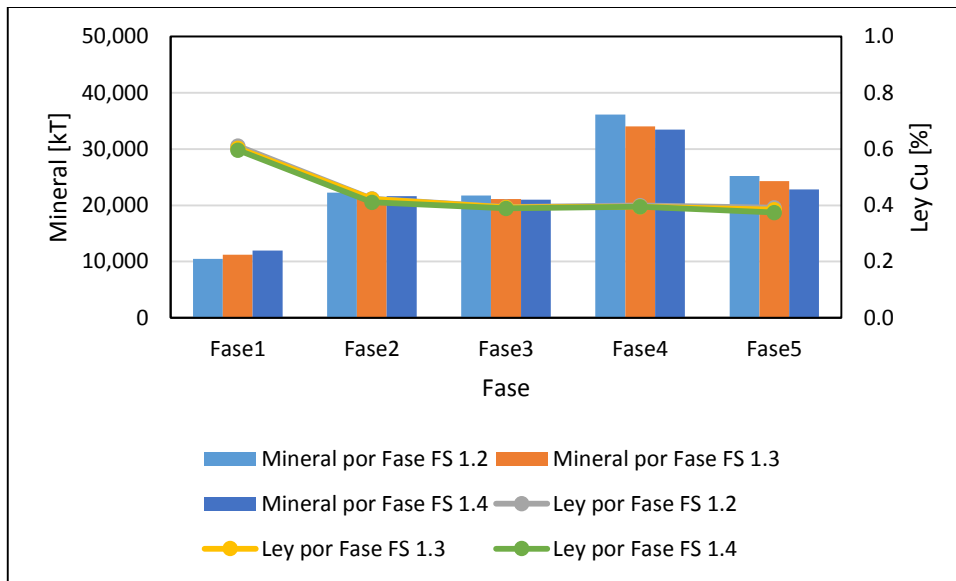


Figura 5-39 Mineral y ley de Cu por fase para cada escenario considerado

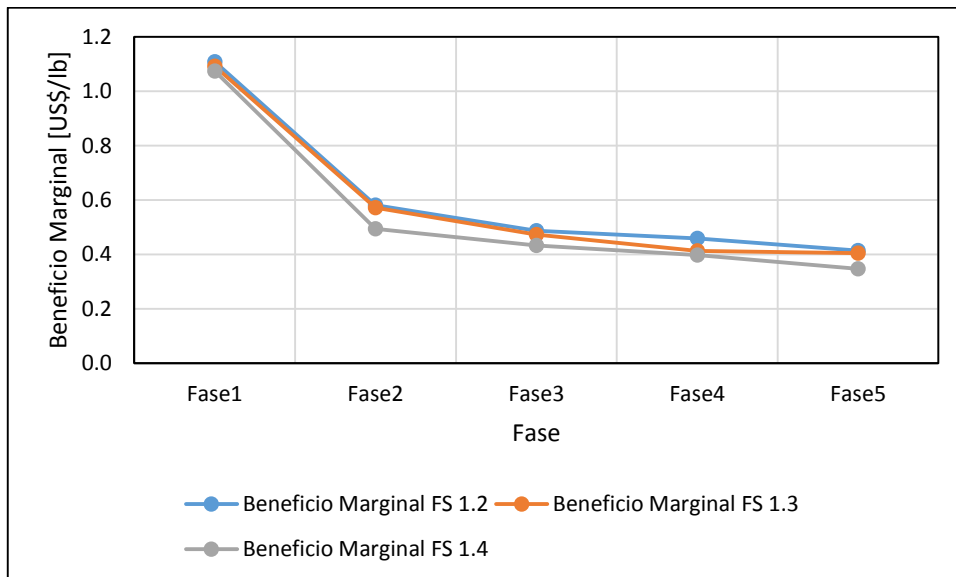


Figura 5-40 Beneficio marginal por fase para cada escenario considerado

De acuerdo a los gráficos anteriores es posible apreciar que la razón estéril-mineral tiende a incrementarse a medida que se avanza en la secuencia de fases. La ley de cobre se mantiene prácticamente invariante desde la fase 2 a la 5 y solo resulta ser considerablemente mayor para el caso de la primera fase. El beneficio marginal tiende a decrecer a medida que se avanza en la secuencia de fases. La tendencia descrita resulta ser válida para todos los escenarios de FS considerados.

5.3 Programas de Producción

Es importante mencionar que el desarrollo de los resultados en esta sección del trabajo para llegar a los planes de producción finales sigue numerosos pasos, los cuales están descritos detalladamente en el **capítulo 4** correspondiente al caso de estudio. A

continuación sólo se enumera un breve resumen de los pasos seguidos para la obtención de los resultados:

- Validación de fases
- Determinación de un movimiento mina factible por período para cada caso de tamaño planta.
- Determinación del tamaño óptimo de planta.
- Determinación de un movimiento mina óptimo para el tamaño de planta determinado en el paso anterior.
- Generación de los programas de producción preliminares.
- Generación de los programas de producción finales.

5.3.1 Validación de las Fases Diseñadas

En la **Tabla 5-10** se muestra el aporte al VPN que realiza cada una de las fases diseñadas, a un programa de producción minero considerando un envío a planta de 5 millones de toneladas por año con un movimiento mina libre y usando un algoritmo “Milawa NPV” para la generación del programa.

	FS 1.2 VPN [MUS\$]	FS 1.3 VPN [MUS\$]	FS 1.4 VPN [MUS\$]
Fase 1	142	148	150
Fase 2	207	207	198
Fase 3	237	234	221
Fase 4	263	255	240
Fase 5	263	255	247

Tabla 5-10 Aporte al VPN por fase

Tal como puede ser observado de la **Tabla 5-10**, el VPN se incrementa al considerar cada fase adicional hasta la fase 4. Al considerar la fase 5, el VPN sólo se incrementa en el caso del escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4 y se mantiene constante para los otros escenarios. En estos últimos escenarios pese a no existir un incremento del VPN, sí hay un incremento en el fino de Cu contenido. En efecto, de acuerdo a las **Tablas 5-6 y 5-7** la fase 5 contiene 217 Mlb para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2 y 206 Mlb para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3, lo que equivale en ambos casos a un 20% del fino de Cu contenido en los diseños. Por la misma razón para continuar con el desarrollo de las siguientes etapas de este trabajo se considerarán 5 fases para todos los escenarios de FS aceptables.

5.3.2 Determinación de un Movimiento Mina Factible para Cada Caso de Tamaño de Planta

En esta sección se determinó un movimiento mina factible para los distintos casos de capacidades de planta de procesamiento: 5 millones de toneladas por año, 6 millones de toneladas por año y 7 millones de toneladas por año para cada escenario de FS aceptable. Para esto se realizaron planes en Whittle con el algoritmo “Milawa NPV” para las distintas capacidades de planta de procesamiento mencionadas y considerando un movimiento mina libre. En las **Figuras 5-41, 5-42 y 5-43** se muestran los gráficos de movimiento anual que se obtuvieron como resultados y que permiten tener una idea de un movimiento mina factible.

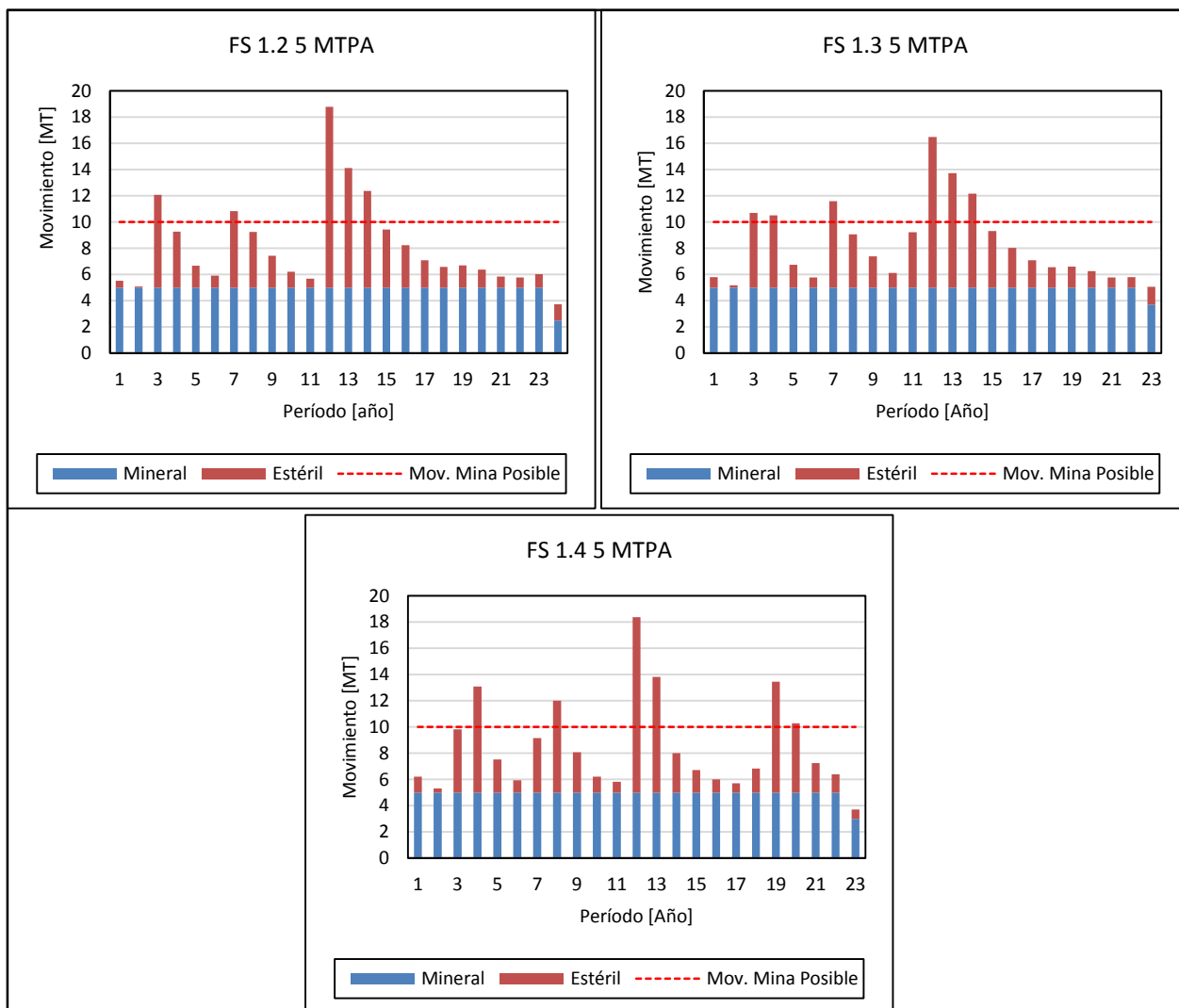


Figura 5-41 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 5 millones de toneladas por año

Para los gráficos de la **Figura 5-41**, se puede observar de la línea punteada roja que un movimiento total de 10 MTPA corresponde a una opción de movimiento factible al considerar un envío de mineral a planta de 5 MTPA para todos los escenarios de FS aceptables considerados.

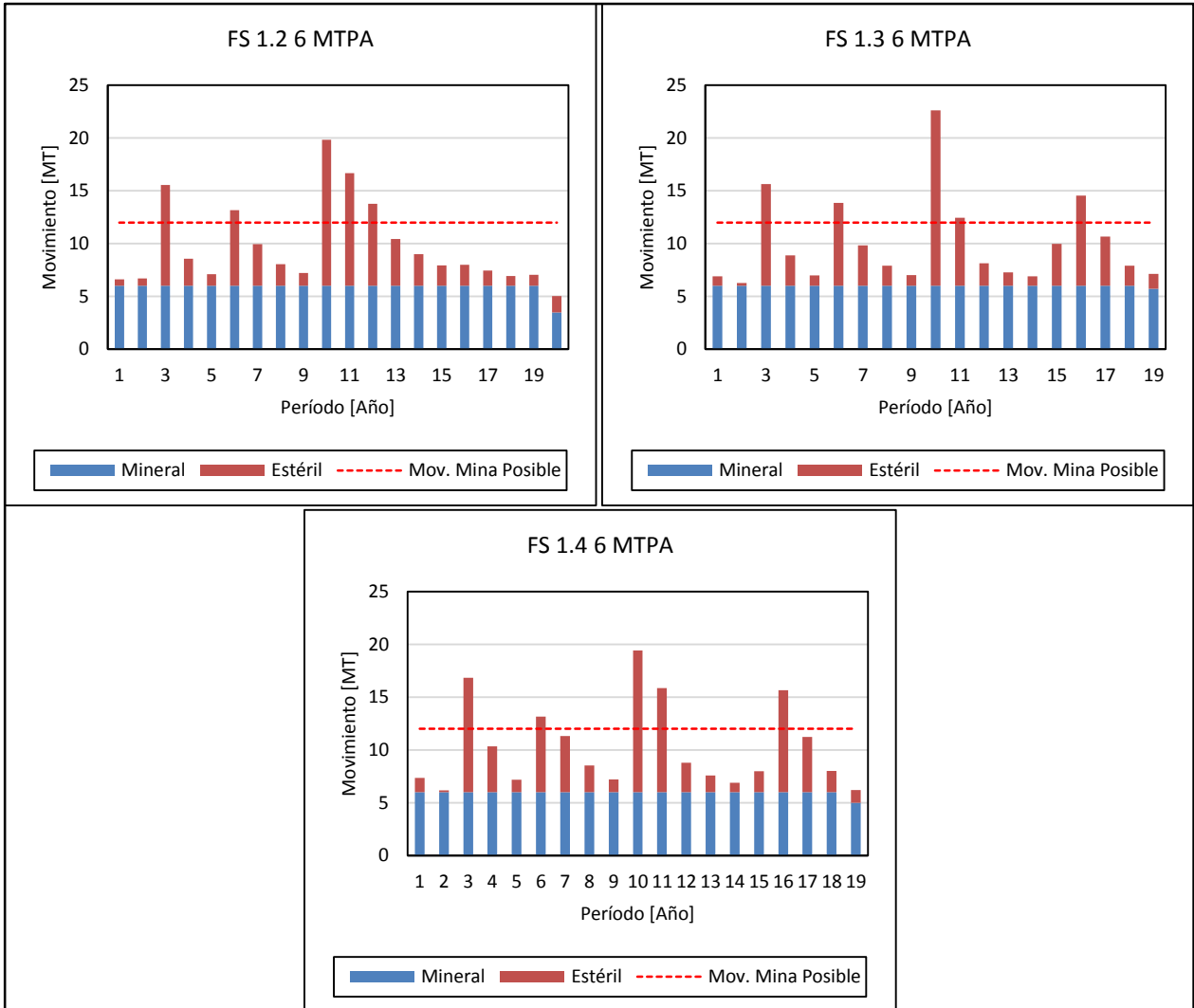


Figura 5-42 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 6 millones de toneladas por año

Para los gráficos de la **Figura 5-42**, se puede observar de la línea punteada roja que un movimiento total de 12 MTPA corresponde a una opción de movimiento factible al considerar un envío de mineral a planta de 6 MTPA para todos los escenarios de FS aceptables considerados.

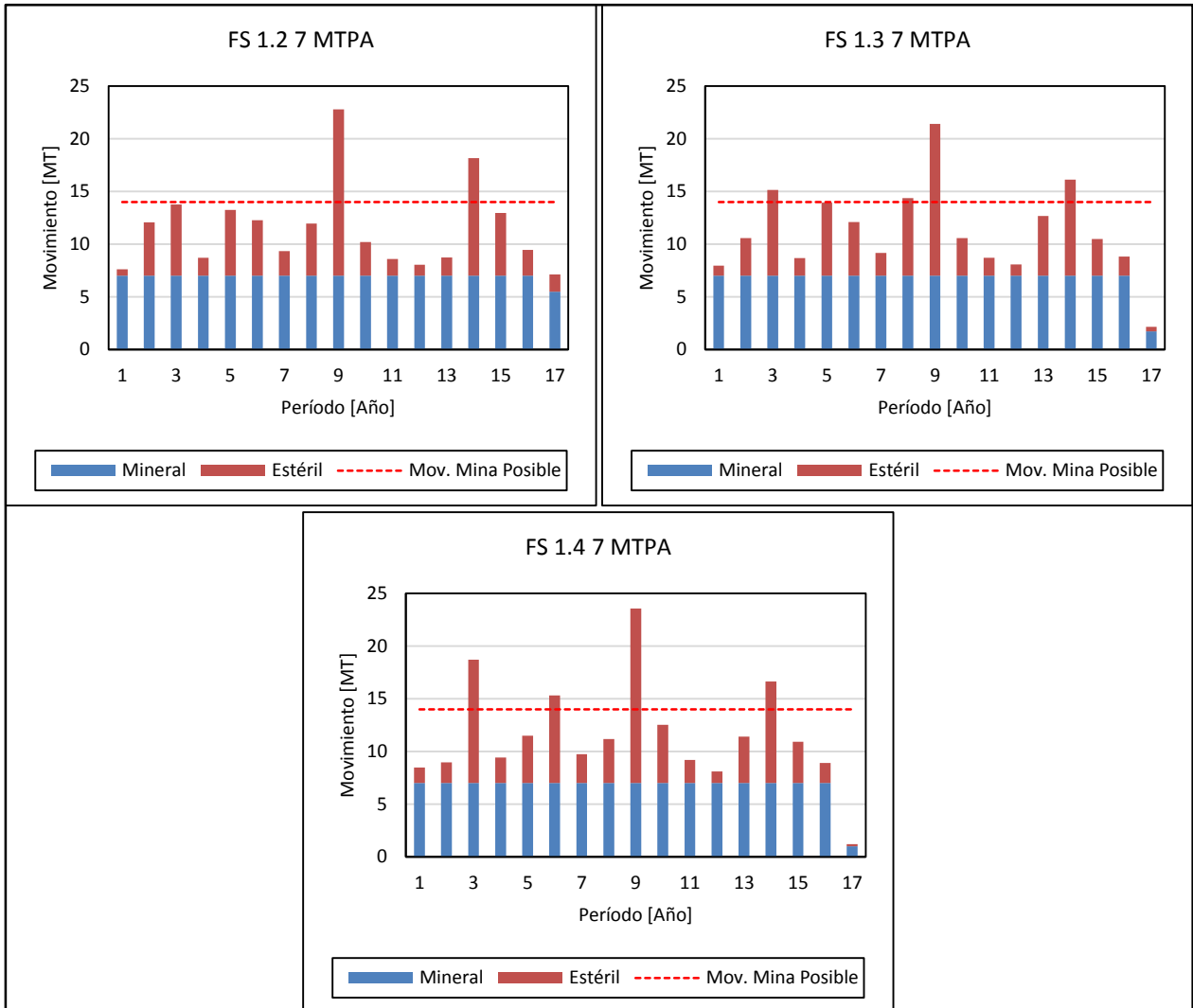


Figura 5-43 Movimiento de mineral y estéril para una capacidad planta de 7 millones de toneladas por año

Para los gráficos de la **Figura 5-43**, se puede observar de la línea punteada roja que un movimiento total de 14 MTPA corresponde a una opción de movimiento factible al considerar un envío de mineral a planta de 7 MTPA para todos los escenarios de FS aceptables considerados.

De acuerdo a lo analizado en los gráficos anteriores, se va a considerar un movimiento mina de 10 MTPA cuando se considere una planta con capacidad para 5 MTPA, 12 MTPA cuando se considere una planta con capacidad para 6 MTPA, y 14 MTPA cuando se considere una planta con capacidad para 7 MTPA.

5.3.3 Determinación del Tamaño de Planta Óptimo

En las **Figuras 5-44 y 5-45** se muestran los gráficos obtenidos para la determinación del tamaño óptimo de planta. Se realizaron los análisis considerando tanto

los algoritmos “Milawa NPV” como “Milawa Balanced” para los movimientos mina factibles determinados en la sección anterior.

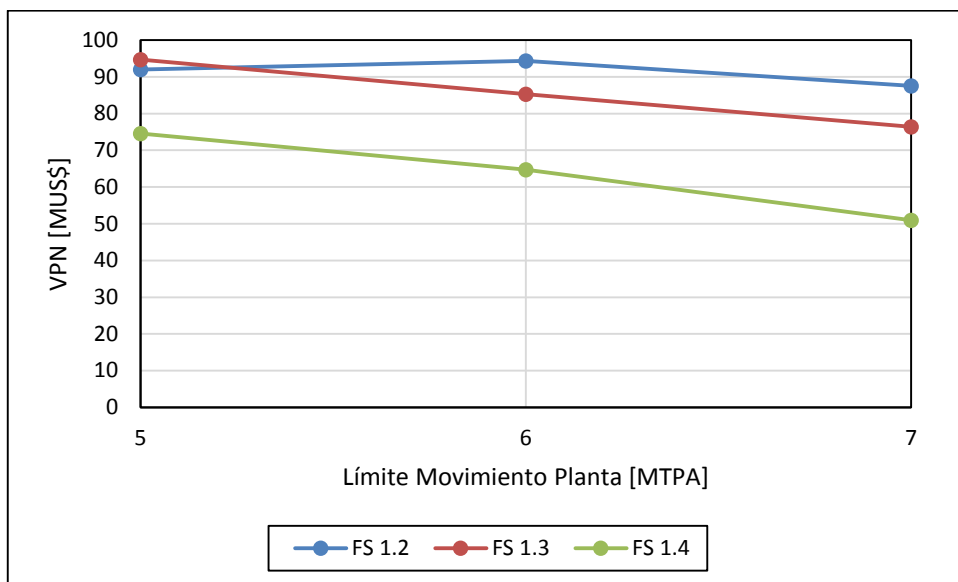


Figura 5-44 VPN de los programas de producción utilizando el algoritmo “Milawa NPV” para las distintas capacidades de planta de procesamiento

Tal como es posible observar del gráfico de la **Figura 5-44**, en el caso de los escenarios correspondientes a FS aceptables de 1.3 y 1.4, el tamaño de planta que maximizaría el VPN de los programas de producción generados sería de 5 MTPA. En el caso correspondiente a un escenario de FS aceptable de 1.2, el tamaño de planta que maximizaría el VPN del programa de producción sería de 6 MTPA. En la **Figura 5-45** se muestra un gráfico de los resultados obtenidos considerando el algoritmo “Milawa Balanced”.

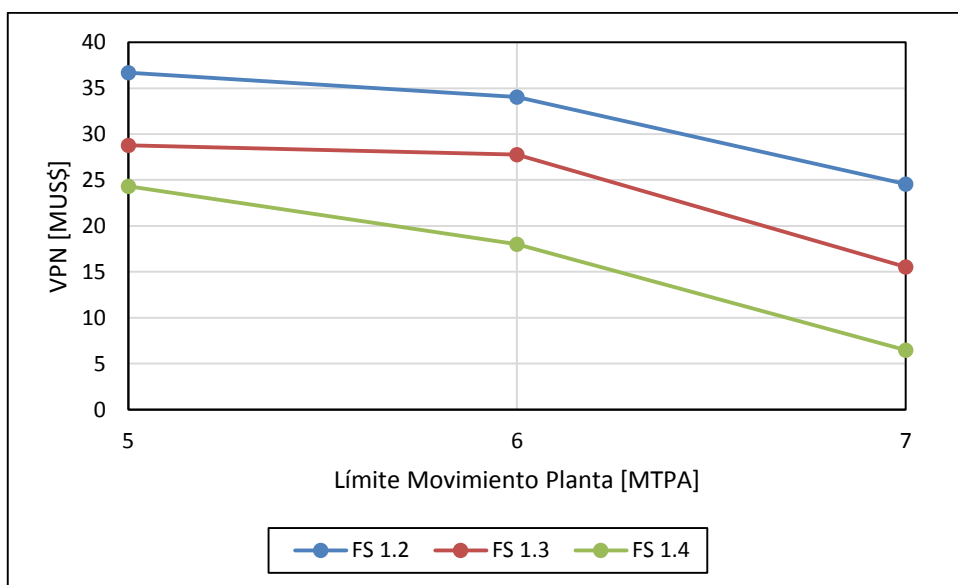


Figura 5-45 VPN de los programas de producción utilizando el algoritmo “Milawa Balanced” para las distintas capacidades de planta de procesamiento

Tal como es posible observar del gráfico de la **Figura 5-45**, el máximo VPN de los programas de producción se logra al considerar un tamaño de la planta de procesamiento de 5 MTPA para todos los escenarios considerados.

Realizando una síntesis de los análisis de los gráficos anteriores, se puede decir que el máximo VPN se produce con una planta de procesamiento de 5 MTPA. Una excepción sería el caso correspondiente al FS aceptable de 1.2 considerando un algoritmo “Milawa NPV”, pero para efectos de simplicidad se asumirá en lo que sigue del presente trabajo que el óptimo se encuentra al considerar un tamaño de planta de 5 MTPA para todos los escenarios. Se podría plantear realizar un análisis para una capacidad de planta de procesamiento menor a la determinada, sin embargo, no se profundizará en este tema ya que se alejaría de los objetivos y alcances definidos para el presente trabajo.

5.3.4 Determinación del Movimiento Mina Óptimo en Régimen

Teniendo en cuenta el tamaño de planta óptimo determinado en la sección anterior, a continuación se procederá a determinar el movimiento mina óptimo en régimen que maximice el VPN de los programas de producción para todos los escenarios de FS considerados, y que a su vez permita cumplir con la restricción de llenado a la planta de procesamiento para todos los años contemplados en los programas de producción. Para hacer esto se empleó el algoritmo “Milawa Balanced”.

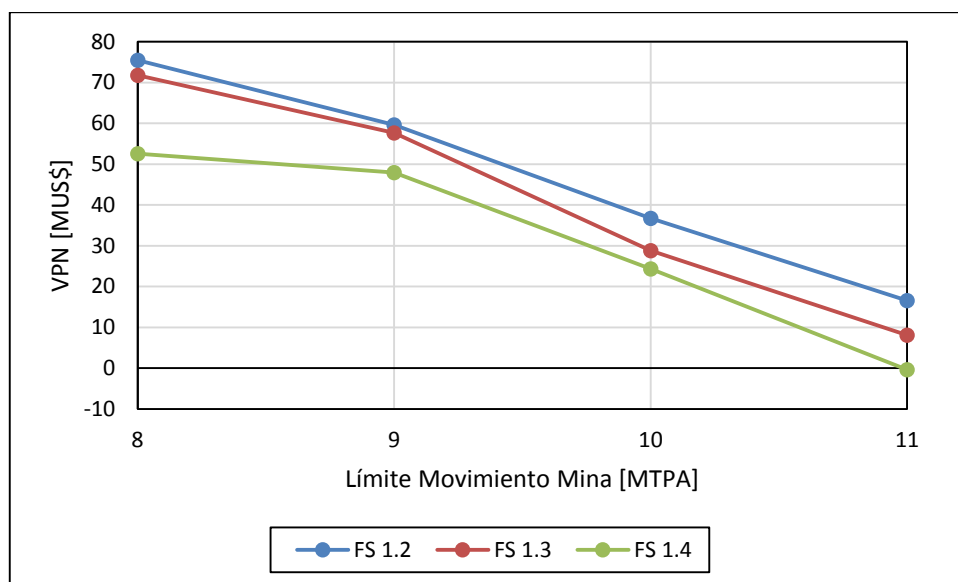


Figura 5-46 VPN para distintos movimientos mina.

Tal como es posible apreciar del gráfico de la **Figura 5-46**, el máximo VPN se logra cuando se tiene un movimiento mina de 8 MTPA. Sin embargo, al considerar este movimiento mina, no se logra cumplir con la restricción de envío de mineral a planta para todos los años contemplados en el programa de producción. En la **Figura 5-47** se muestran gráficos considerando los distintos movimientos totales anuales para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3. En el caso de los escenarios correspondientes a los FS aceptables de 1.2 y 1.4, la tendencia es muy similar por lo que no se mostrarán dichos gráficos en este informe.

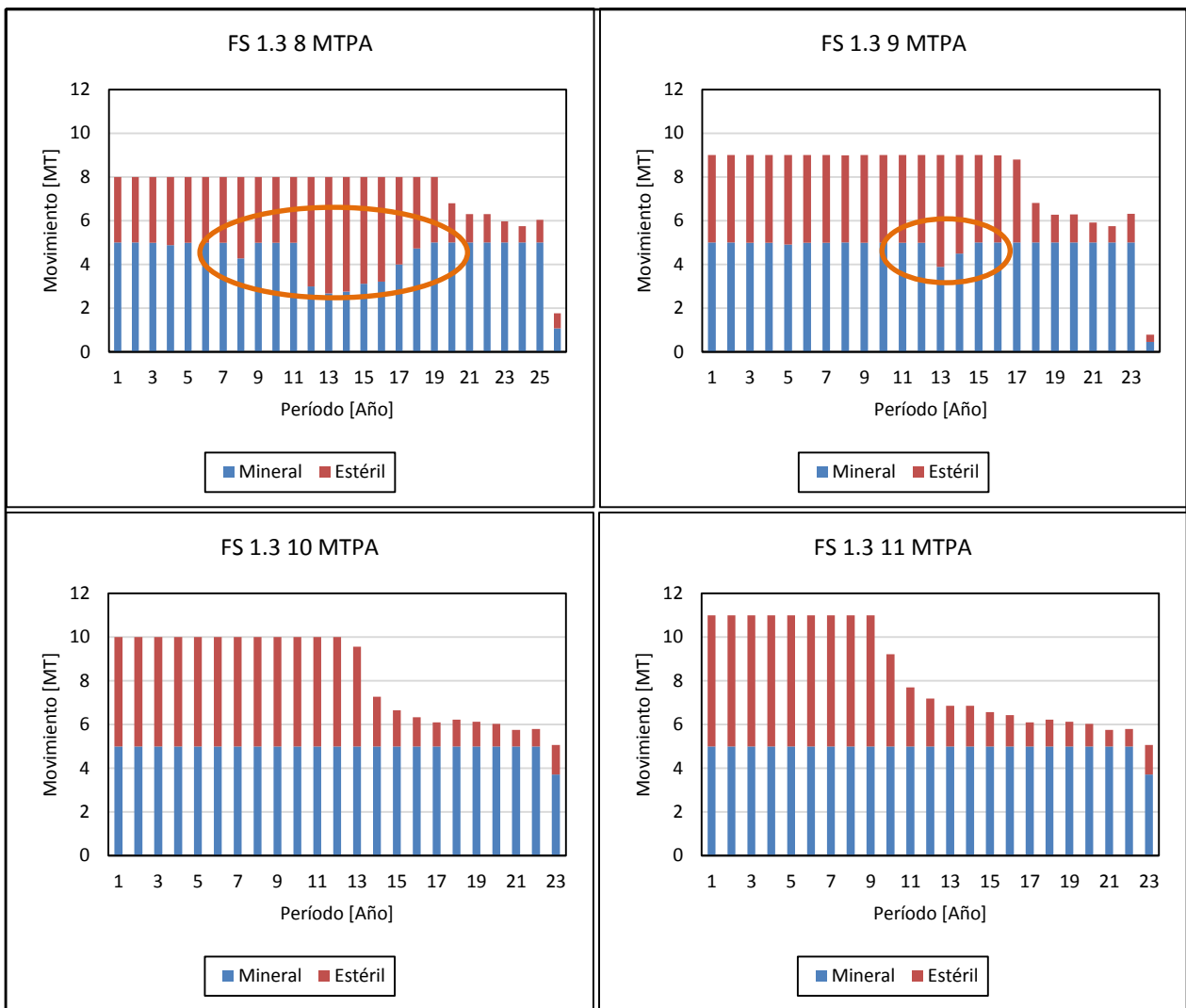


Figura 5-47 Programas de producción para distintos límites de movimiento mina para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3

Tal como se puede observar de los gráficos de la **Figura 5-47**, en el caso de un límite de movimiento mina de 8 MTPA y 9 MTPA no se logra copar la capacidad de la planta de procesamiento. Es posible observar que a partir de un movimiento total de 10 MTPA, se logra cumplir con la restricción de envío de mineral a planta. Por la misma razón, para la elaboración de los planes de producción, se considerará un movimiento total anual en régimen de 10 MTPA. No obstante lo anterior, es importante mencionar que en los primeros 3 años de los programas se verá la opción de tener un movimiento menor a los 10 MTPA con un límite inferior de 8 MTPA hasta llegar al movimiento de régimen, pero siempre teniendo en mente que el envío de 5 MTPA de mineral a procesamiento debe ser cumplido.

5.3.5 Programas de Producción Preliminares

De acuerdo a la capacidad de procesamiento de mineral ya determinada y al movimiento mina óptimo en régimen, a continuación se mostrarán los resultados de los planes mineros generados con el software Whittle utilizando el algoritmo "Milawa

Balanced". Es importante mencionar que estos planes no son los definitivos ya que no se está considerando en esta etapa un movimiento suavizado para las fases por período. Esto se analizará en la siguiente sección de este trabajo. En las **Figuras 5-48, 5-49, y 5-50** se muestran los gráficos correspondientes a los planes mineros preliminares para cada escenario de FS considerado.

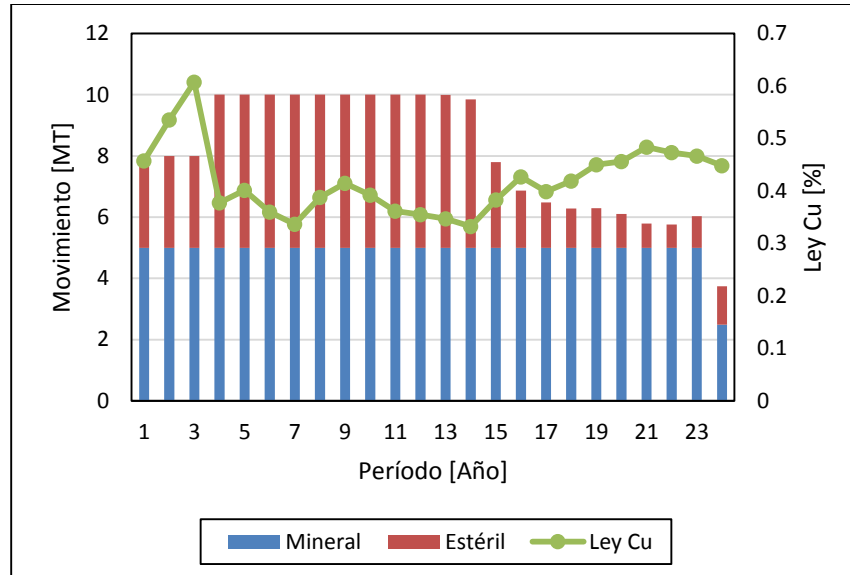


Figura 5-48 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.2

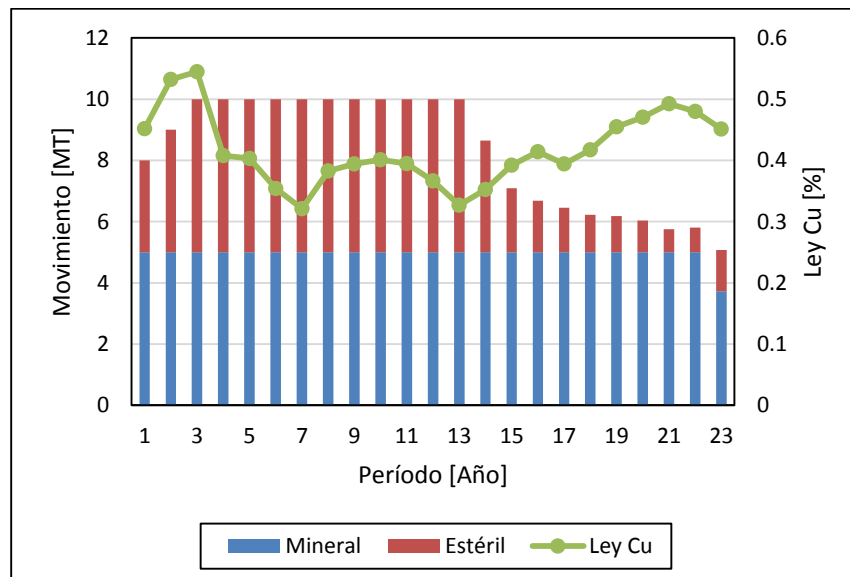


Figura 5-49 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3

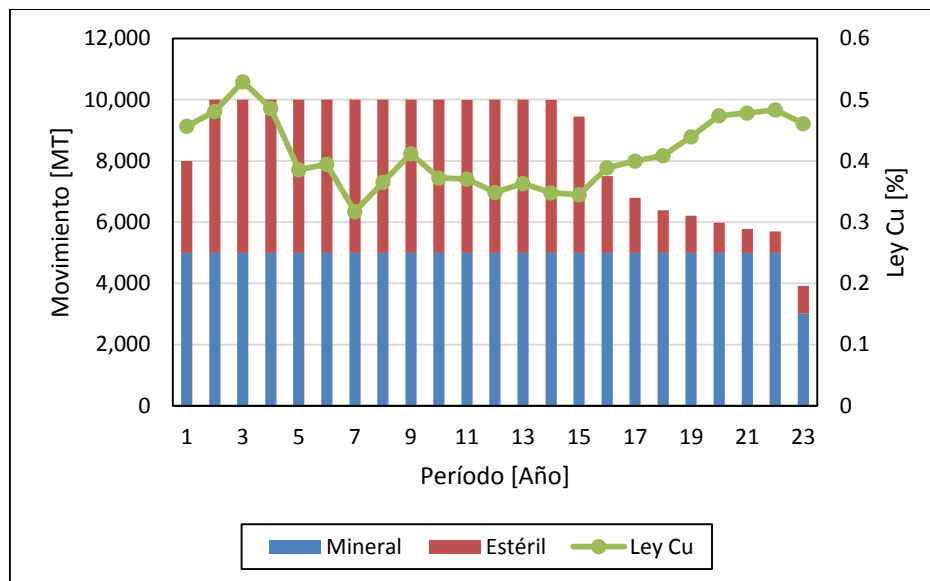


Figura 5-50 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.4

Tal como se puede apreciar de los gráficos de las **Figuras 5-48, 5-49 y 5-50**, a medida que aumenta el FS aceptable, entonces el movimiento mina en los primeros años de los programas tiende a alcanzar antes el movimiento de régimen de 10 MTPA. Esta situación se debe a que el hecho de tener una menor relación estéril-mineral al considerar un FS aceptable menor, permite postergar el movimiento de estéril durante los primeros años del plan. Es así que en el caso de un FS aceptable de 1.2 durante los primeros tres años del plan se tiene un movimiento mina de 8 MTPA y recién se alcanza el régimen el año 4. En el caso del escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3, el primer año se tiene un movimiento mina de 8 MTPA, el segundo año de 9 MTPA y el año 3 se alcanza el movimiento de régimen. En el caso del escenario correspondiente a un FS de 1.4 el régimen se alcanza el año 2, siendo solamente posible el primer año tener un movimiento total de 8 MTPA. De lo anterior se puede desprender que el costo mina durante los primeros años en el caso de un FS aceptable mayor va a ser más alto. En la **Figura 5-51** se presenta un gráfico del valor presente neto para cada escenario de FS aceptable considerado.

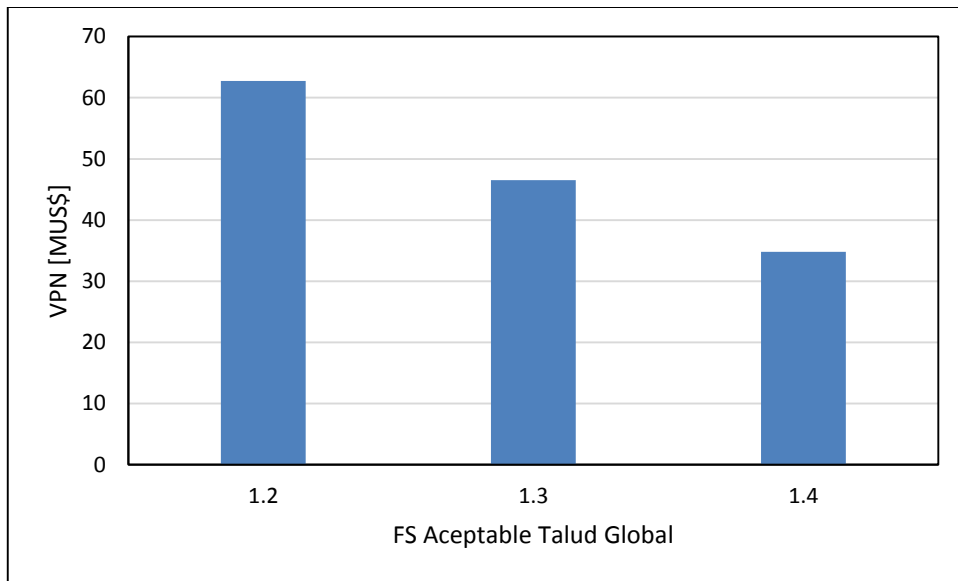


Figura 5-51 VPN para los distintos escenarios

Tal como es posible observar del gráfico de la **Figura 5-51**, el VPN tiende a disminuir a medida que se incrementa el FS aceptable. Como ya se mencionó anteriormente, es importante tener en mente que estos programas de producción son sólo preliminares.

5.3.6 Validación del Rajo Final

En esta sección se validarán las fases en término de aporte de valor al plan minero preliminar.

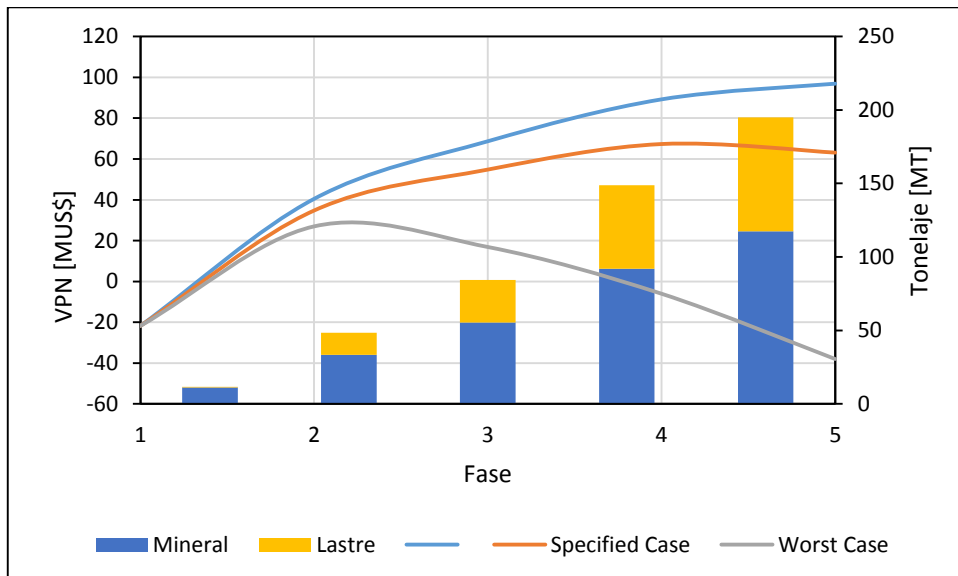


Figura 5-52 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.2

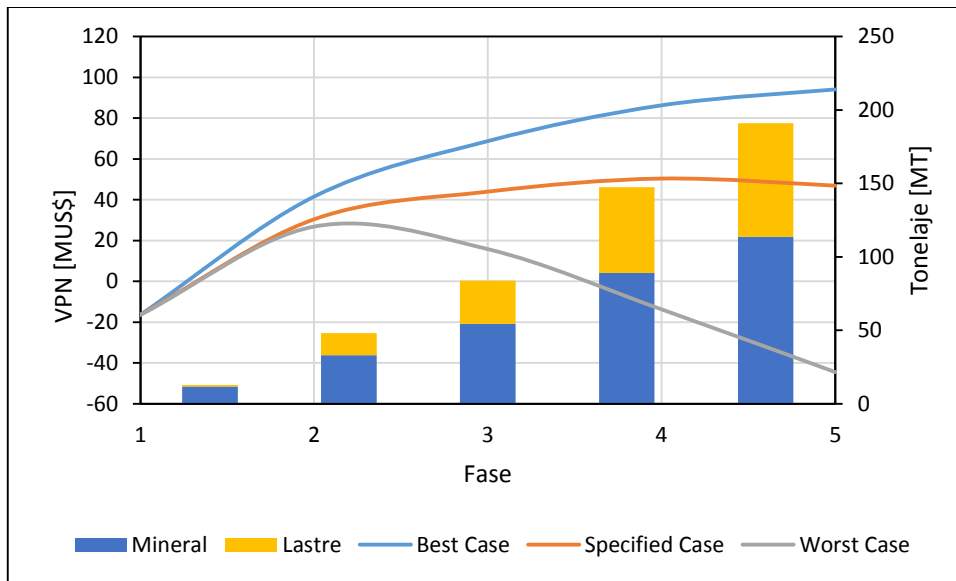


Figura 5-53 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.3

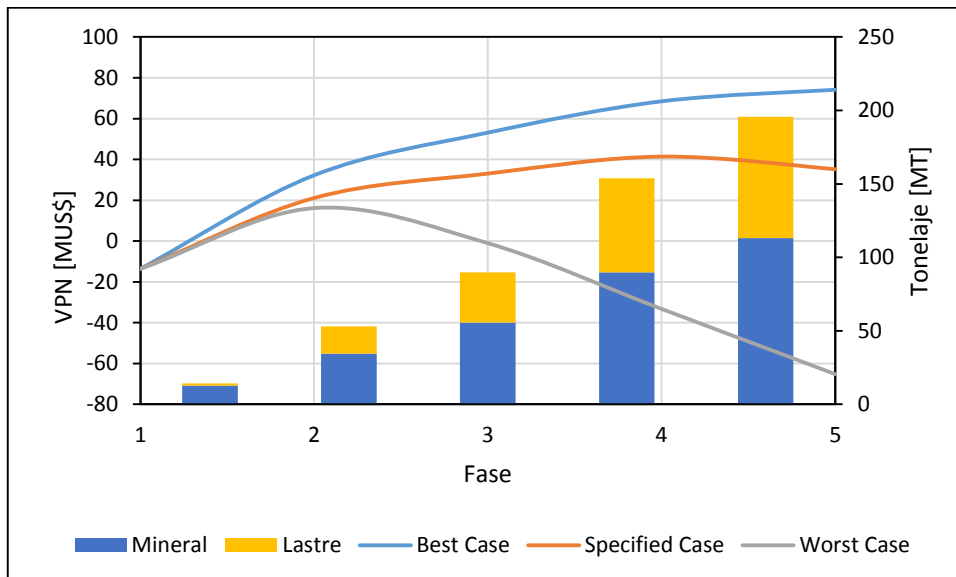


Figura 5-54 Gráfico de aporte por fase al VPN para un FS aceptable de 1.4

Tal como es posible apreciar en los gráficos de las **Figuras 5-52, 5-53, y 5-54**, la fase 5 no está incrementando el VPN de los programas para ningún escenario de FS aceptable considerado. Sin embargo, es importante tener en cuenta los siguientes aspectos:

- La fase 5 contiene alrededor del 20% del fino total contenido de Cu (ver **Tablas 5-6, 5-7 y 5-8**). Tal como se mencionó en el **capítulo 2** correspondiente al capítulo de antecedentes bibliográficos, una variación en el inventario de reservas puede tener una influencia en el valor bursátil de una compañía minera.
- La fase 5 entra en el año 7 a operar de acuerdo al plan preliminar para un FS aceptable de 1.2, el año 5 en el caso correspondiente a un FS de 1.3, y el año 9 en el caso de un FS aceptable de 1.4. En un período tan extenso

de tiempo los escenarios de precios, costos y parámetros geo-minero-metalúrgicos pueden presentar variaciones por lo que descartar la fase 5 para generar los planes finales no resultaría razonable de acuerdo al criterio del autor del presente trabajo y teniendo en cuenta los objetivos y alcances del presente trabajo.

Por los argumentos expuestos anteriormente se va a tomar la decisión de incorporar la fase 5 para la elaboración de los programas de producción finales para cada escenario. No obstante lo anterior, en el capítulo de anexos se resumen los resultados obtenidos de los programas de producción preliminares al considerar las 4 primeras fases para todos los escenarios de FS aceptables. (Ver **sección 8.2 Anexo B**).

5.3.7 Programas de Producción Finales

Con los resultados obtenidos en la sección anterior, se procedió a realizar los programas de producción finales para cada uno de los escenarios de FS aceptables, usando el software "Mine Plan". Para la elaboración de los planes se tomó como base los resultados de los programas preliminares elaborados en el software Whittle. Sin embargo, en esta etapa se verificó que el movimiento por fase para cada programa tuviera una continuidad operacional evitando (dentro de lo posible) oscilaciones de movimiento en cada fase entre un período y otro. El gráfico de la **Figura 5-55** muestra el movimiento total y la ley media por período de los planes finales.

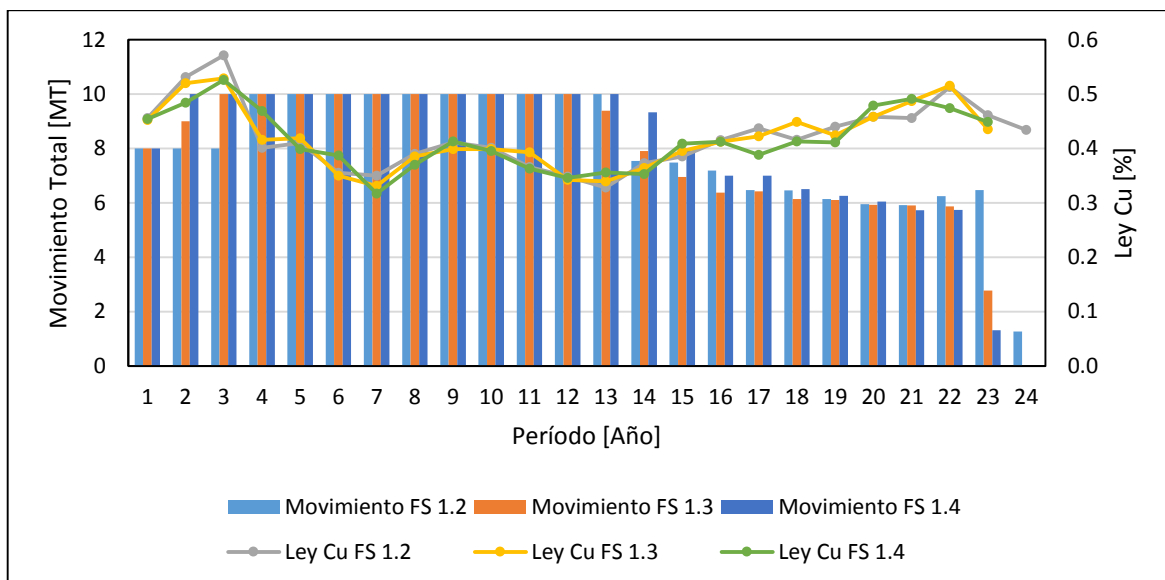


Figura 5-55 Movimiento y ley media por período para cada escenario de FS aceptable

Tal como se puede apreciar en el gráfico de la **Figura 5-55**, el perfil de movimiento total y de ley de Cu por período es muy similar al que se muestra en los gráficos de las **Figuras 5-48, 5-49, y 4-50**.

En las **Figuras 5-56, 5-57, y 5-58** se presentan los gráficos de movimiento por fase y por período para cada escenario de factor de seguridad.

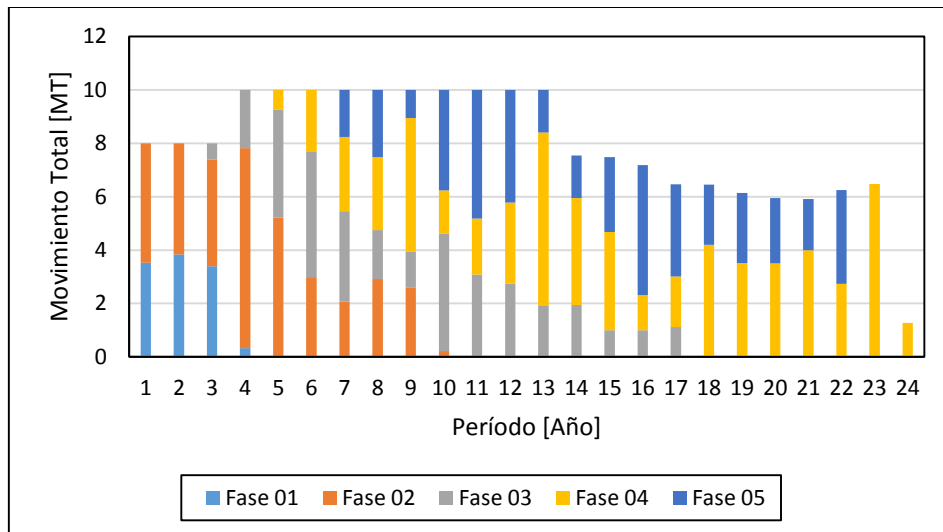


Figura 5-56 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.2

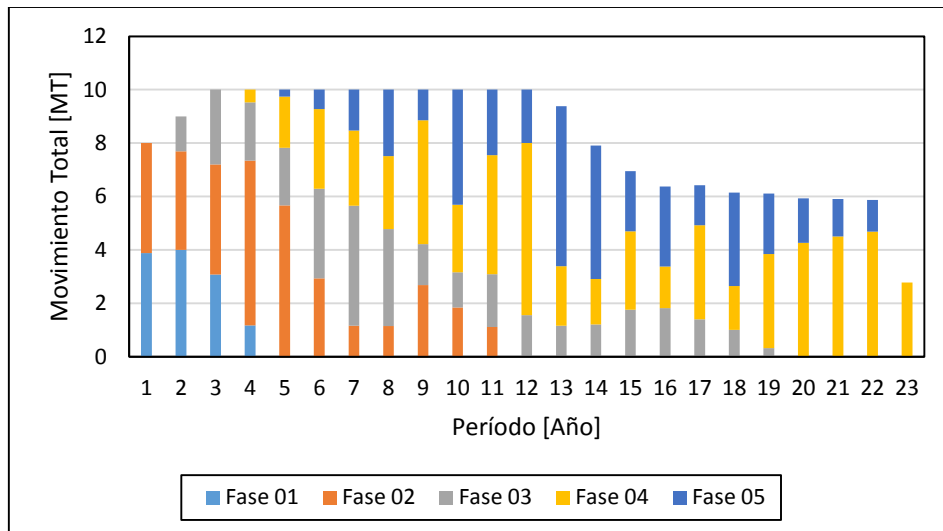


Figura 5-57 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.3

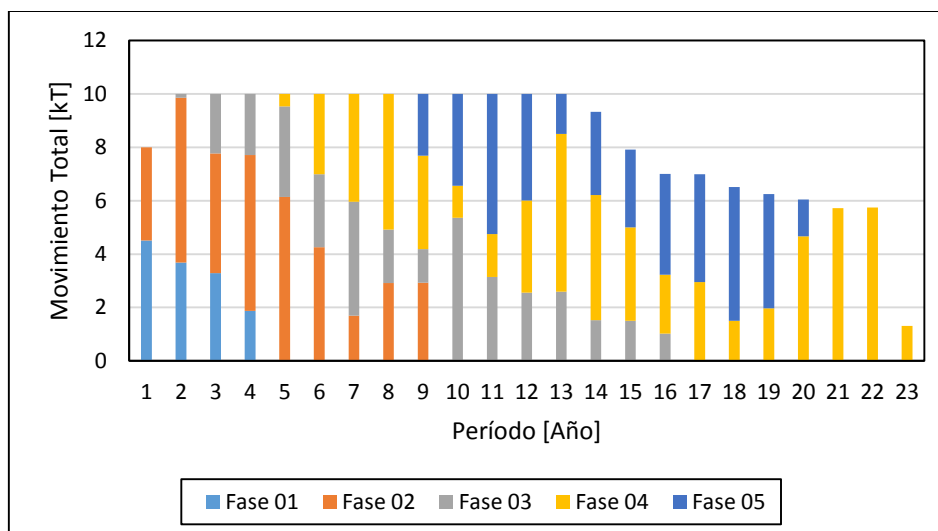


Figura 5-58 Movimiento por período y por fase para un FS aceptable de 1.4

Tal como se puede observar en los gráficos de las **Figuras 5-56, 5-57, y 5-58**, el movimiento por fase en los períodos que contemplan los programas de producción tiende a tener una continuidad operacional evitando en lo posible oscilaciones entre períodos.

Resulta interesante observar que bajo distintos FS aceptables la entrada de las fases al programa tiene variaciones. Por ejemplo la fase 3 para el escenario de un FS aceptable de 1.3 entra el año 2, mientras que para los otros escenarios entra el año 3 (en estricto rigor para el escenario correspondiente a un FS de 1.4 entra el año 2, pero son sólo 0.15 MT por lo que para efectos de simplicidad se va a considerar que entra el año 3).

La fase 4, para el escenario correspondiente al FS de 1.3 entra el año 4, mientras que para los otros escenarios entra el año 5.

La fase 5, en el caso correspondiente al FS de 1.2 entra el año 7, para el escenario correspondiente al FS de 1.3 entra el año 5, y para el escenario correspondiente al FS de 1.4 entra el año 9.

De lo analizado en el párrafo anterior, resulta interesante preguntarse cuáles pueden ser las razones de la entrada de las fases en distintos años para los distintos FS aceptables analizados. En la **Figura 5-59** se presentan gráficos comparativos para los 3 escenarios mostrando los movimientos y la razón estéril-mineral anual separada por fase para los primeros 10 años del programa de producción.

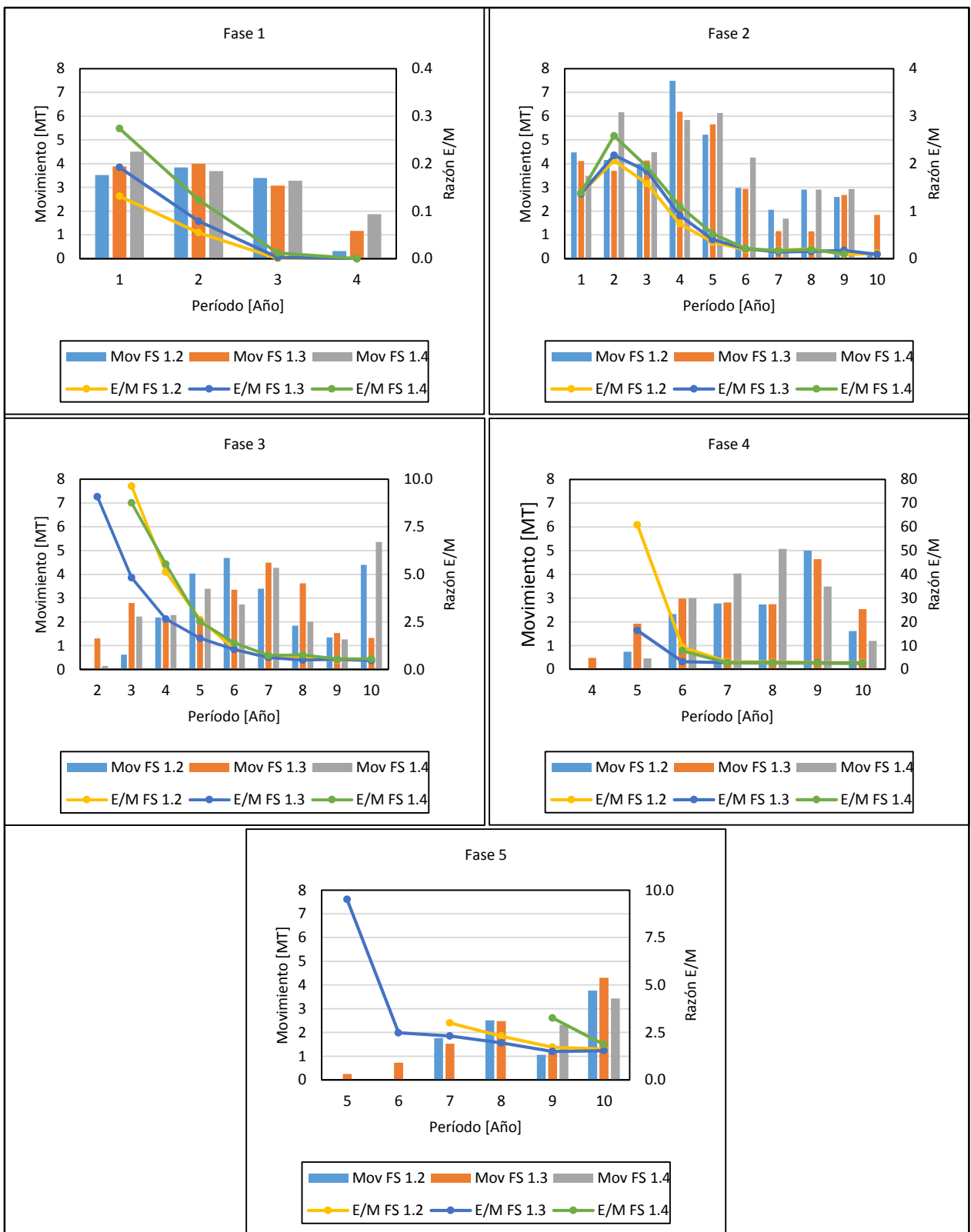


Figura 5-59 Gráficos de movimiento y razón estéril-mineral por período y fase

En los gráficos de la **Figura 5-59**, se puede analizar lo siguiente: para los años de entrada de las fases 3, 4 y 5 (las fases 1 y 2 están operativas desde el año 1, por lo que no corresponde realizar un análisis respecto del año de entrada):

- En el año 2, la fase 3 entra en operación en el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3 y no en los otros escenarios. En el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.4 la razón estéril-mineral de la fase 2 es mayor que en los otros escenarios y no quedaría mineral para alimentación a planta para el período siguiente, razón por la cual la fase 3 no puede entrar en este escenario en el año 2. En el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.2 el movimiento anual mina en el año 2 es de 8 MTPA y bajo este ritmo de producción (que ya fue determinado en la sección anterior) no se podría mover estéril de los primeros bancos de la fase 3.
- En el año 4, la fase 4 entra en operación en el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3 y no en los otros escenarios. En el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.4 la razón estéril-mineral de la fase 3 es mayor que en el caso correspondiente a un FS de 1.3. Por lo mismo si entrara la fase 4 para este período no quedaría mineral para alimentación a planta para el período siguiente. El mismo argumento mencionado se puede aplicar para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2.
- En el año 5, la fase 5 entra en producción en el escenario correspondiente a un FS de 1.3 y no en los otros escenarios. En el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.4 la fase 4 entra recién a operar en este período con estéril, por lo que no resultaría razonable que entre en operación la fase 5. El mismo argumento recién mencionado se puede aplicar para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2.
- En el año 7, la fase 5 entra a operar en el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2. En el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4 se prioriza la extracción de material de la fase 3 y fase 4, por lo que la fase 5 no entra en producción hasta el año 9.

5.4 Evaluación Económica y Reservas

Tal como se mencionó en el **capítulo 4** del presente trabajo, los indicadores que se utilizarán para la evaluación de los programas de producción son 2: las reservas mineras expresadas en términos del fino de Cu recuperado y el Valor Presente Neto (VPN). Para el cálculo del VPN se utilizarán los parámetros económicos y la recuperación metalúrgica definida en la **Tabla 3-5**. Tal como fue mencionado, la inversión asociada a la planta de procesamiento con una capacidad anual de 5 millones de toneladas tiene un valor de US\$164 Millones, y la tasa de descuento que se aplicará será de un 10% (Ver **sección 4.7** en capítulo de caso de estudio). También resulta relevante reiterar y mencionar que el movimiento mina se llevará a cabo por contratistas.

	FS 1.2 Aporte VPN [MUS\$]	FS 1.3 Aporte VPN [MUS\$]	FS 1.4 Aporte VPN [MUS\$]
Fase 1	127	131	134
Fase 2	63	53	45
Fase 3	21	16	13
Fase 4	7	3	2
Fase 5	10	10	7
CAPEX	164	164	164
Total VPN	64	47	37
Diferencia c/r a un FS de 1.4	72.91%	28.06%	0.00%

Tabla 5-11 Aporte al VPN por Fase

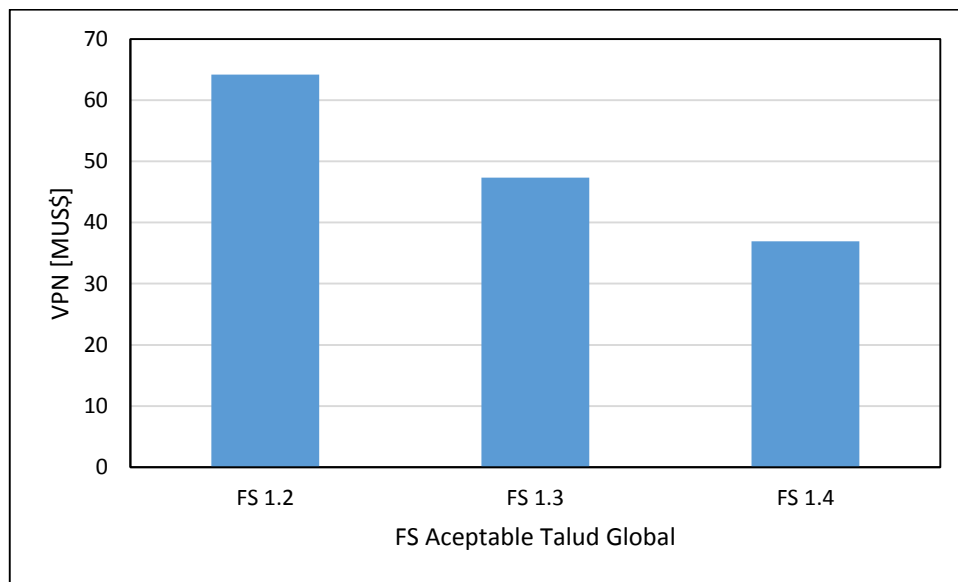


Figura 5-60 VPN para los distintos escenarios

Tal como se puede apreciar del gráfico de la **Figura 5-60**, el VPN tiene una tendencia decreciente a medida que se incrementa el FS aceptable. Los valores obtenidos son muy similares al VPN de los programas de producción preliminares (ver gráfico de la **Figura 5-51**).

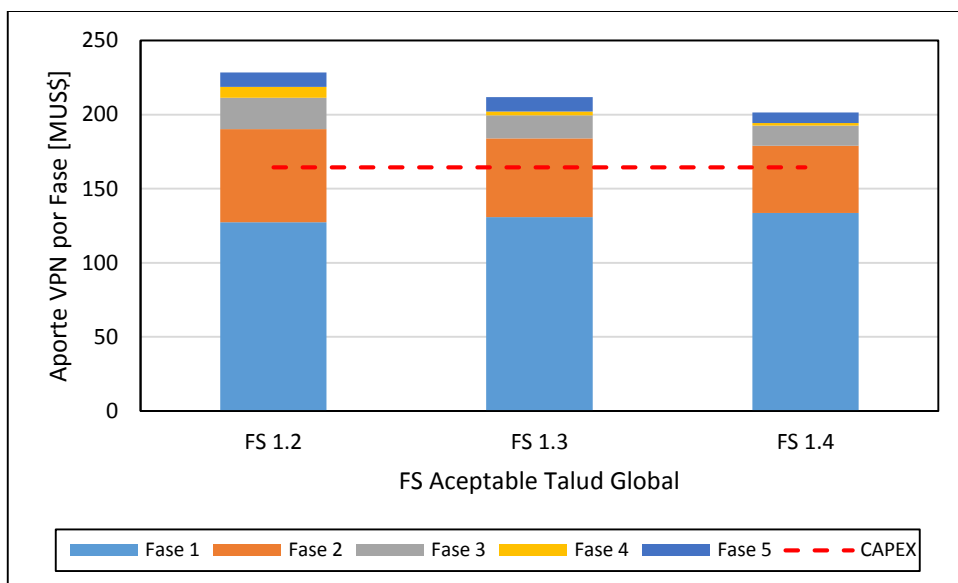


Figura 5-61 Aporte al VPN por Fase

Tal como se puede apreciar del gráfico de la **Figura 5-61**, la fase 1 es la que más aporta al VPN debido a que a su alto beneficio relacionado con la alta ley que posee y su baja razón Estéril-Mineral (ver gráficos de las **Figuras 5-38 y 5-39**). La otra razón es que la fase 1 es la que se extrae primero en el tiempo, por lo que sufre menos castigo por concepto de tasa de descuento. La **Tabla 5-12** y el gráfico de la **Figura 5-62** muestran el aporte en fino de Cu recuperado para los distintos escenarios por fase.

	FS 1.2 Aporte Fino Cu [Mlb]	FS 1.3 Aporte Fino Cu [Mlb]	FS 1.4 Aporte Fino Cu [Mlb]
Fase 1	120	127	134
Fase 2	176	167	166
Fase 3	160	156	153
Fase 4	271	252	248
Fase 5	185	175	160
Total	912	877	860
Diferencia c/r a un FS de 1.4	6.04%	1.92%	0.00%

Tabla 5-12 Aporte de fino recuperado de Cu por fase

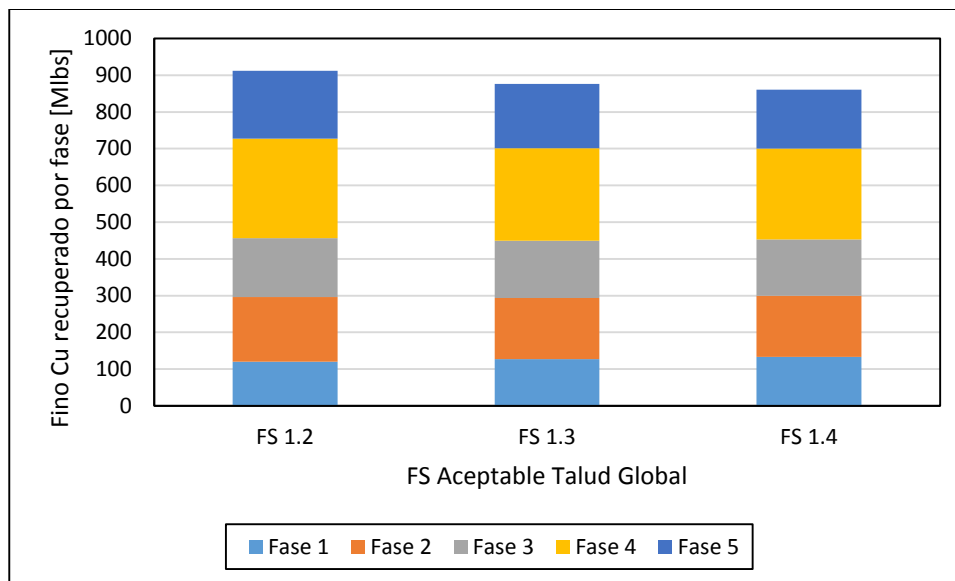


Figura 5-62 Aporte de fino recuperado de Cu por Fase

Tal como es posible observar de las **Tablas 5-11 y 5-12**, y de los gráficos de las **Figuras 5-60, 5-61, y 5-62**, el impacto por diferencia de VPN entre los distintos escenarios analizados es mucho mayor que el impacto en diferencia de fino recuperado de Cu. En efecto, el impacto por diferencia en VPN entre un escenario correspondiente a un FS de 1.2 y el escenario correspondiente a un FS de 1.4 es de un 73%, mientras que la diferencia en fino recuperado de Cu entre aquellos 2 escenarios es de sólo un 6%.

5.5 Análisis de Estabilidad de Taludes por Períodos

5.5.1 Análisis de Estabilidad de Taludes Pertencientes al Rajo Final

En la **Figura 5-63** se presenta la imagen de rajo final para el caso de un FS de 1.3 en donde se definen gráficamente los perfiles en base a los cuales se harán los análisis de estabilidad por período. La medición del factor de seguridad se realizó cada 3 años. Los perfiles para los demás escenarios de FS aceptables están ubicados en partes muy similares del rajo final, por lo que están incluidos en el capítulo Anexos del presente informe.

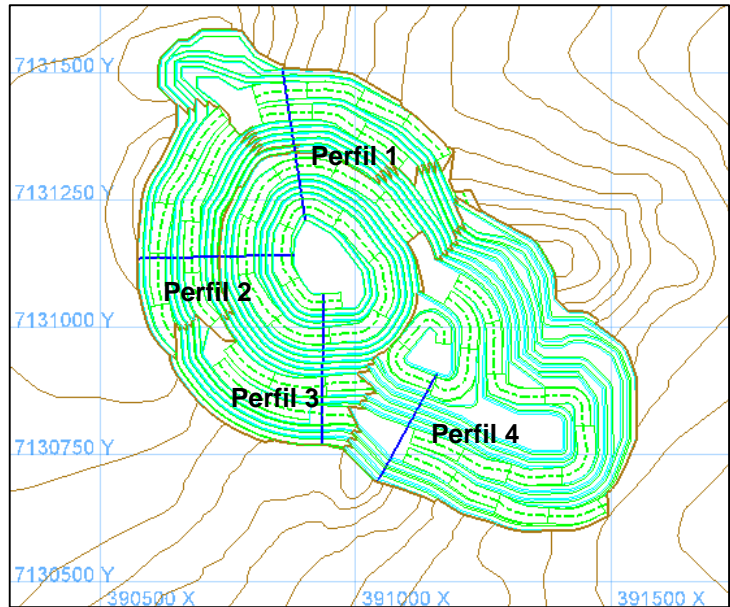


Figura 5-63 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.3

Desde la **Figura 5-64** a la **Figura 5-70**, se muestran las fotos de avance del rajo cada 3 años para el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3.

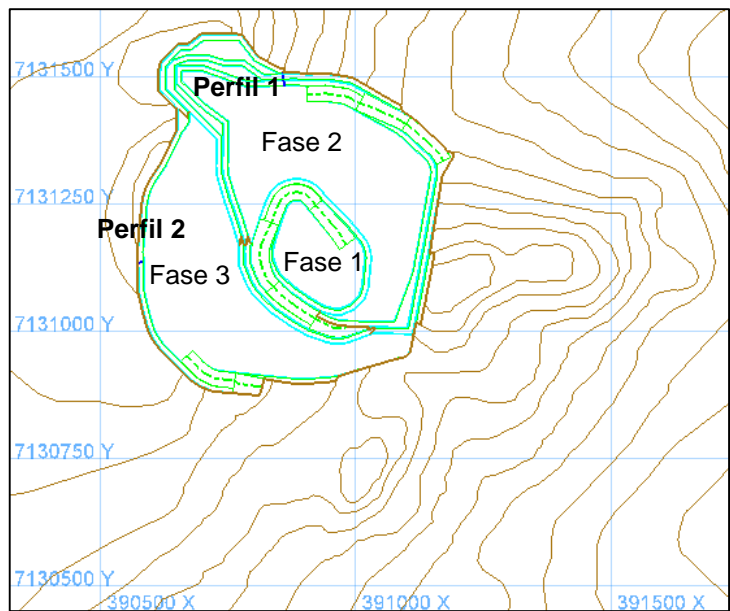


Figura 5-64 Foto de avance del rajo en el año 3 para un FS aceptable de 1.3

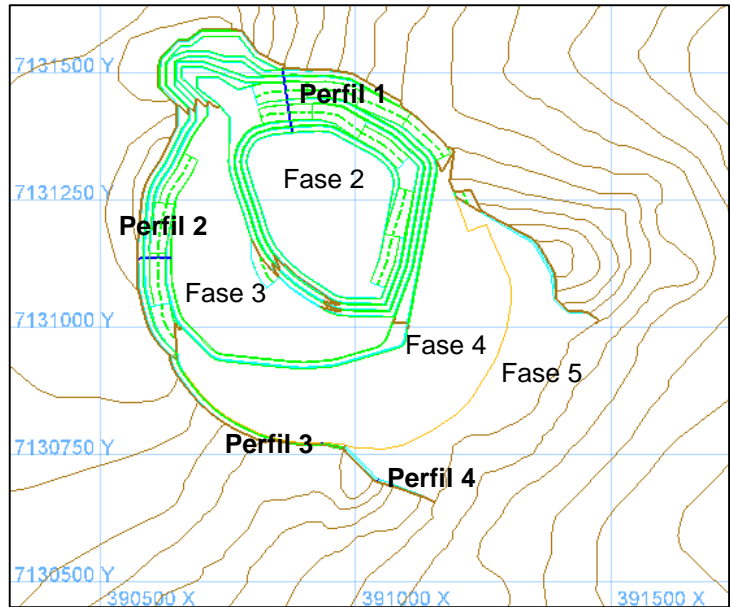


Figura 5-65 Foto de avance del rajo en el año 6 para un FS aceptable de 1.3

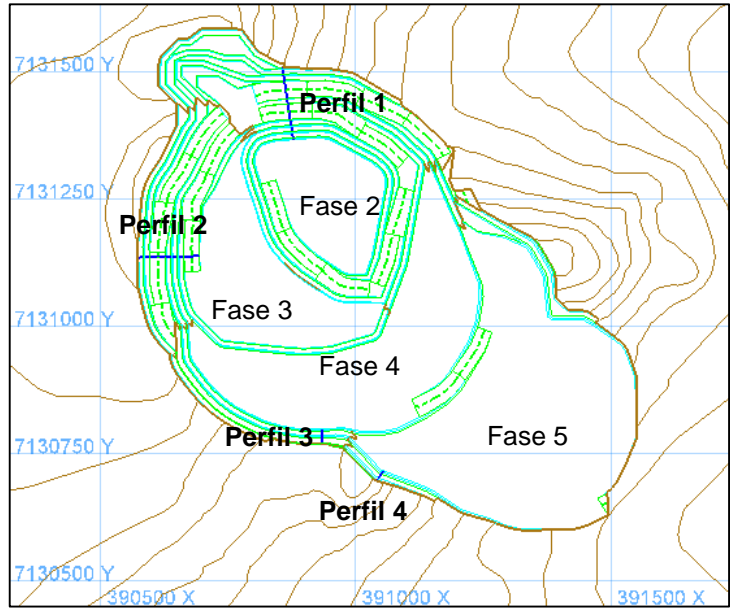


Figura 5-66 Foto de avance del rajo en el año 9 para un FS aceptable de 1.3

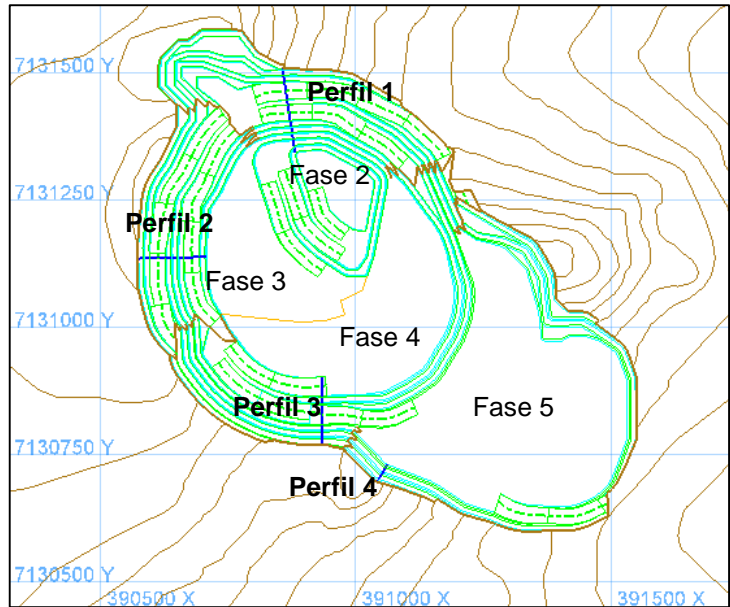


Figura 5-67 Foto de avance del rajo en el año 12 para un FS aceptable de 1.3

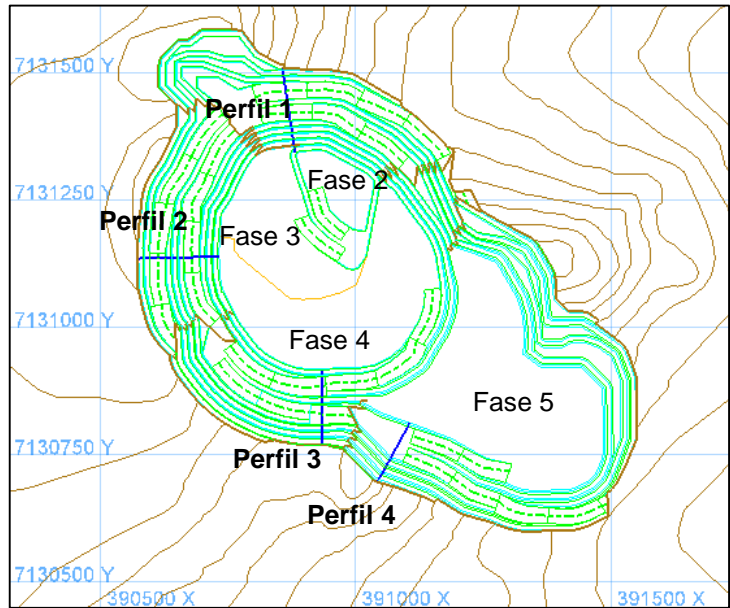


Figura 5-68 Foto de avance del rajo en el año 15 para un FS aceptable de 1.3

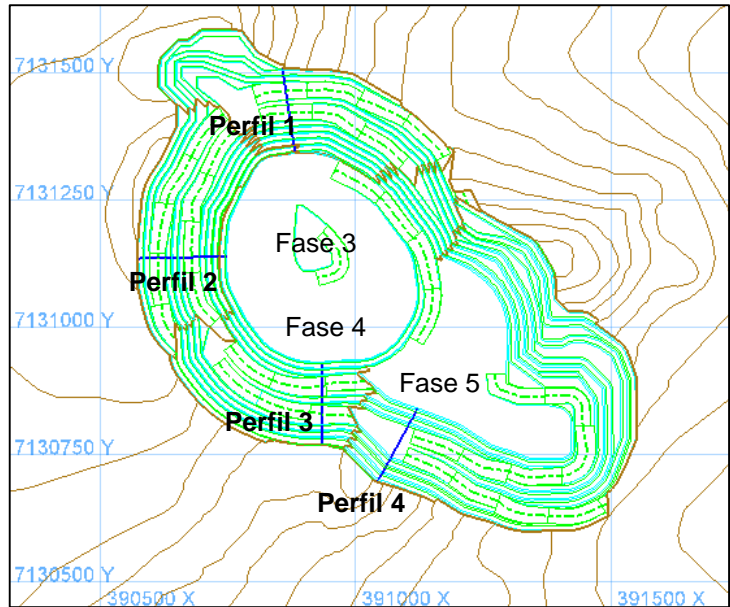


Figura 5-69 Foto de avance del rajo en el año 18 para un FS aceptable de 1.3

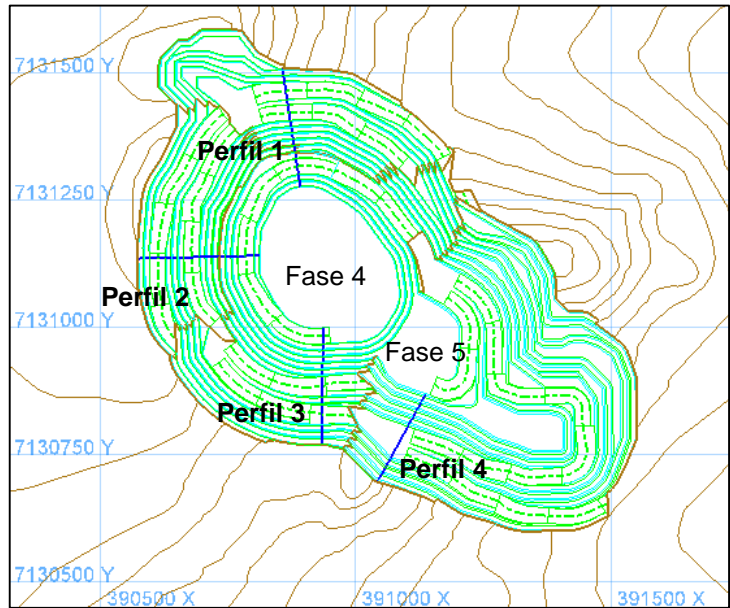


Figura 5-70 Foto de avance del rajo en el año 21 para un FS aceptable de 1.3

Con las fotos de avance cada tres años, se determinaron los factores de seguridad de los taludes, su altura y el ángulo para cada escenario de FS aceptable.

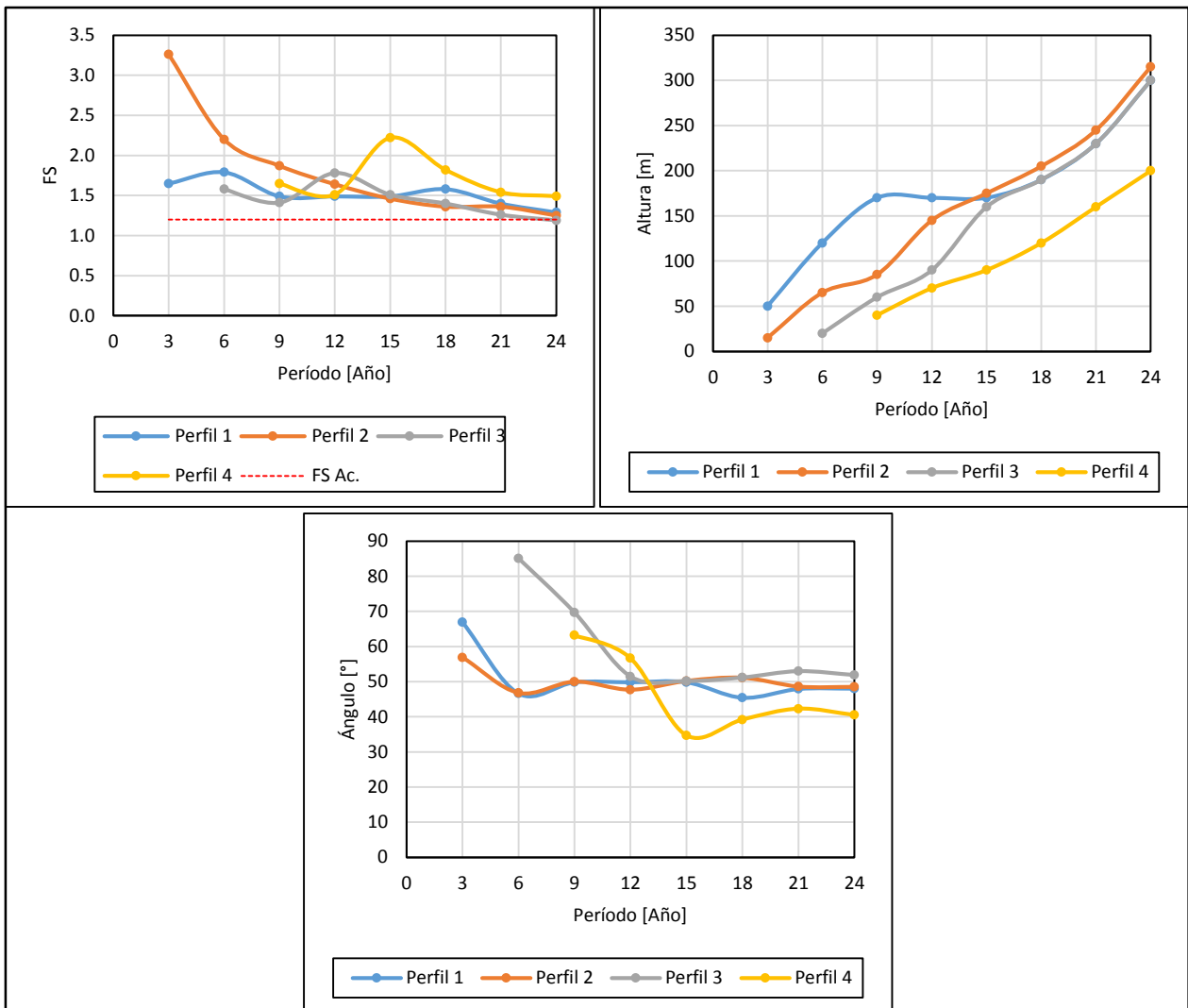


Figura 5-71 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.2 (pared final)

Tal como es posible apreciar de los gráficos de la **Figura 5-71**, el FS de los taludes tiene una tendencia decreciente a medida que el rajo va profundizando convergiendo hacia el FS aceptable.

No obstante lo anterior, es importante notar que hay períodos en que el FS aumenta, como por ejemplo en el perfil 1 el año 18, en el perfil 3 el año 12 y en el perfil 4 el año 15. Esto se debe a que si bien la profundidad es siempre creciente, el ángulo de talud medido a través de los perfiles puede tener períodos donde disminuye debido a la incorporación de rampas en el talud.

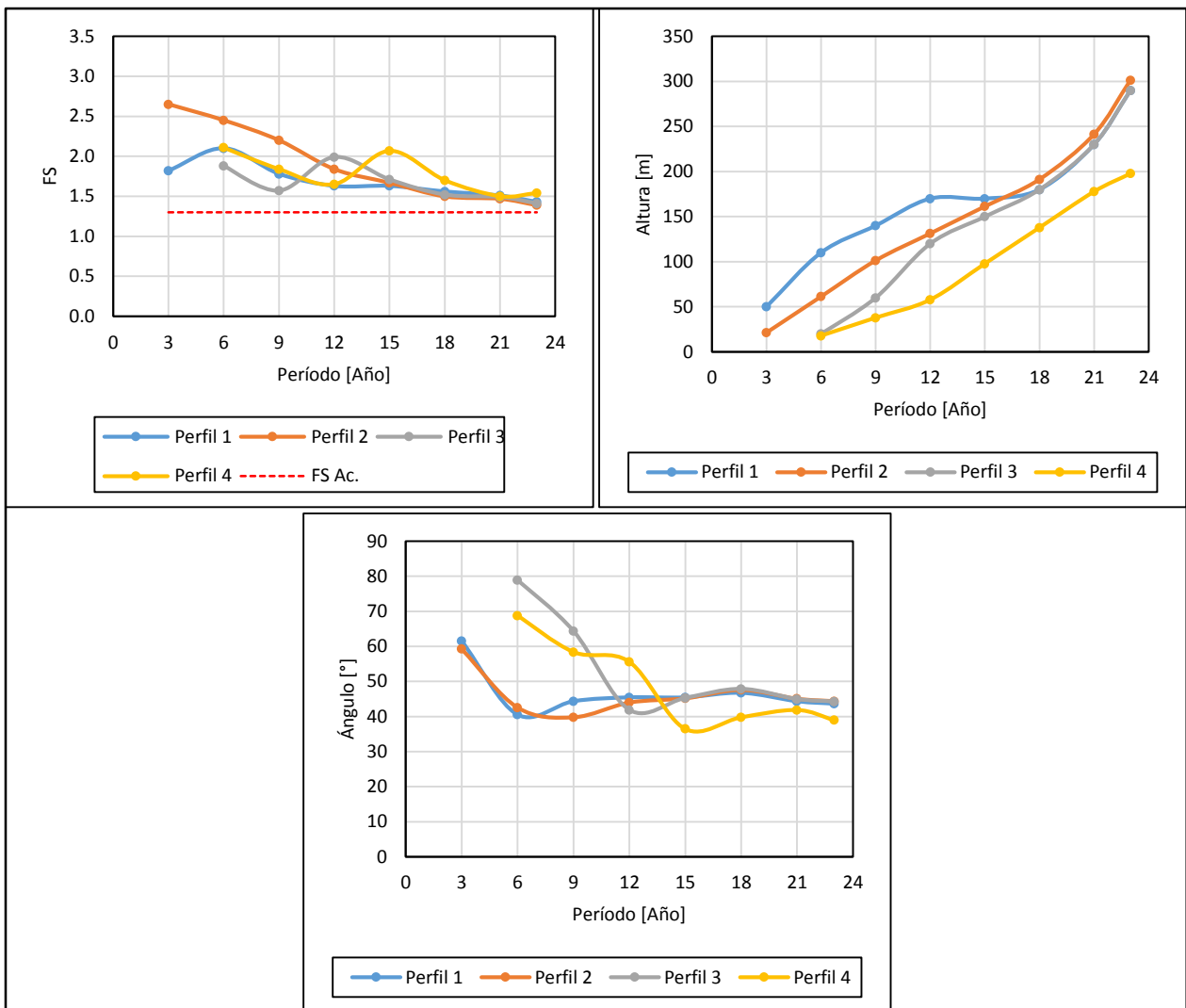


Figura 5-72 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.3 (pared final)

Tal como es posible apreciar de los gráficos de la **Figura 5-72**, el FS de los taludes tiende a converger hacia el FS aceptable. Al igual que en los gráficos perteneciente al escenario correspondientes a un FS aceptable de 1.2, hay períodos en donde el FS sube, lo que se debe a la incorporación de rampas en el diseño minero implicando una disminución del ángulo de talud.

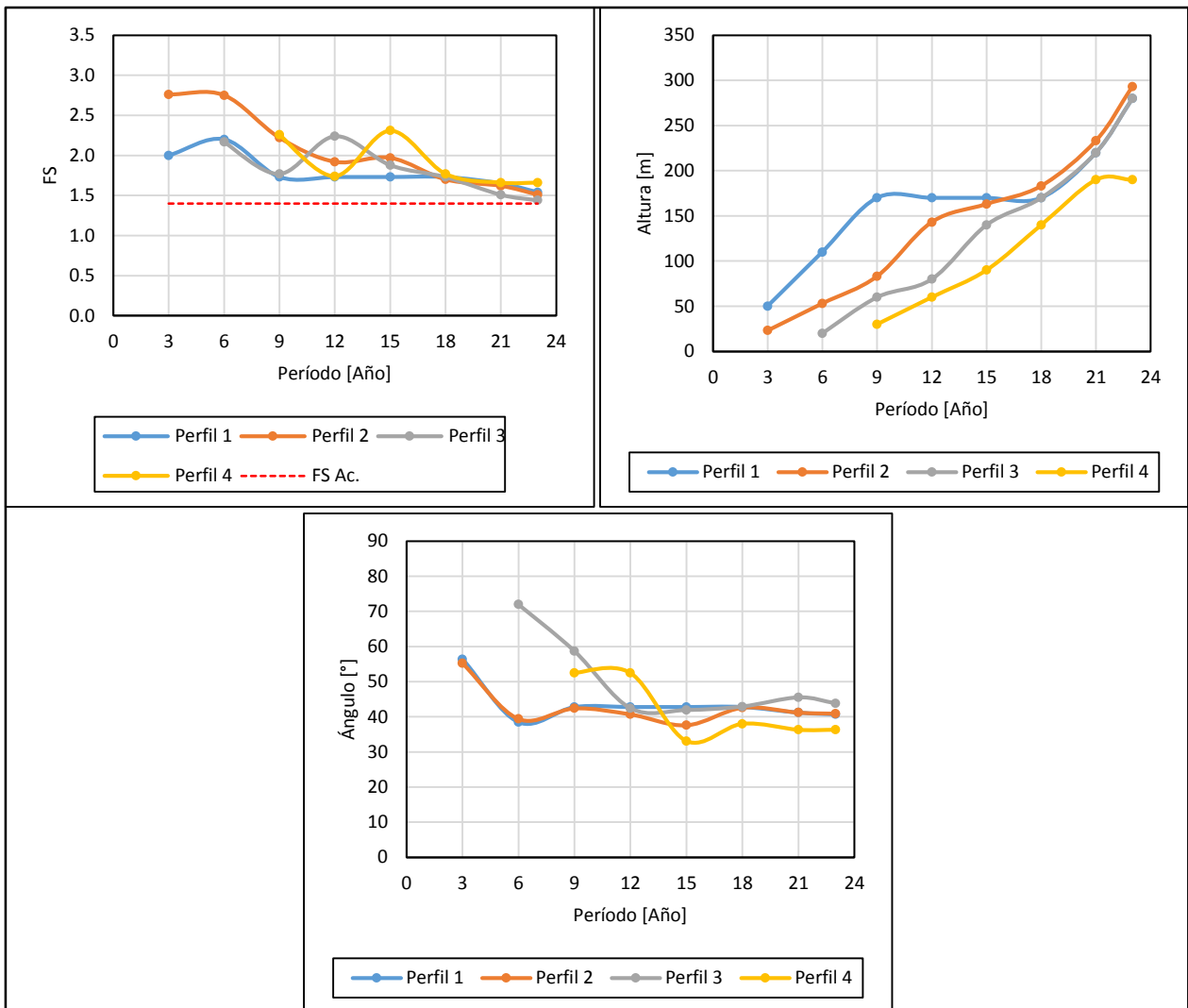


Figura 5-73 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.4 (pared final)

Al igual que en los 2 escenarios ya analizados, el FS de los taludes tiende a converger hacia el FS aceptable. También es posible apreciar, siguiendo el análisis hecho para los escenarios anteriores, que hay períodos en los que el FS aumenta debido a la incorporación de rampas en el talud.

5.5.2 Análisis de Estabilidad de Taludes Entre Fases Contiguas

En esta etapa de análisis, se verá lo que ocurre con el factor de seguridad medido entre fases contiguas, en paredes que no pertenezcan al rajo final. Es importante mencionar que para este análisis en caso de haber más de una fase contigua, se tomará en cuenta el talud que presente un menor valor del factor de seguridad. En la **Figura 5-74** se ilustra una foto de avance perteneciente al año 9 y los perfiles para medir el FS entre fases contiguas.

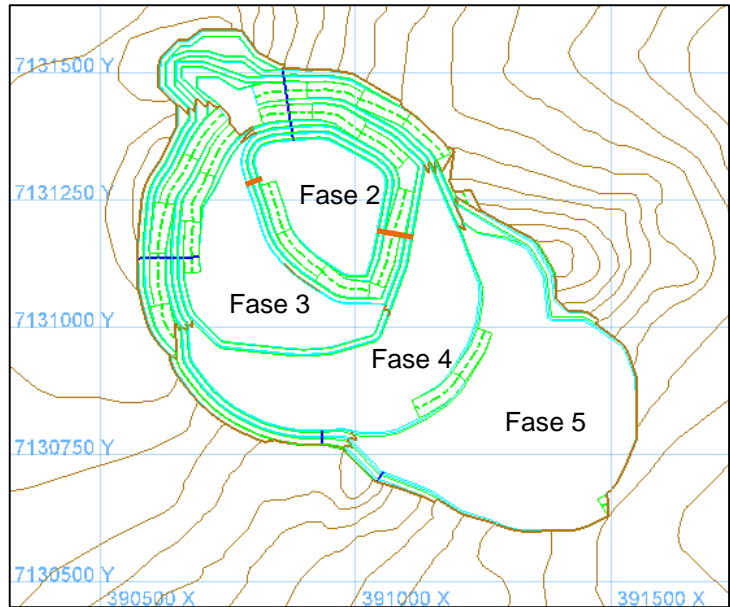


Figura 5-74 Foto de avance del rajo en el año 9 para un FS aceptable de 1.3

Tal como es posible apreciar de la **Figura 5-74**, la fase 2 presenta 2 fases contiguas para el año 9: la fase 3 y la fase 4. De esta manera se obtienen 2 perfiles de taludes a través de los cuáles se puede medir el factor de seguridad (ver perfiles naranjos de la figura). Como ya fue mencionado, el factor de seguridad que se tomará en cuenta para los análisis será el menor entre los 2 taludes.

En las **Figuras 5-75, 5-76, y 5-77** se presentan los gráficos de análisis de estabilidad de taludes entre fases contiguas para los distintos escenarios de FS aceptables.

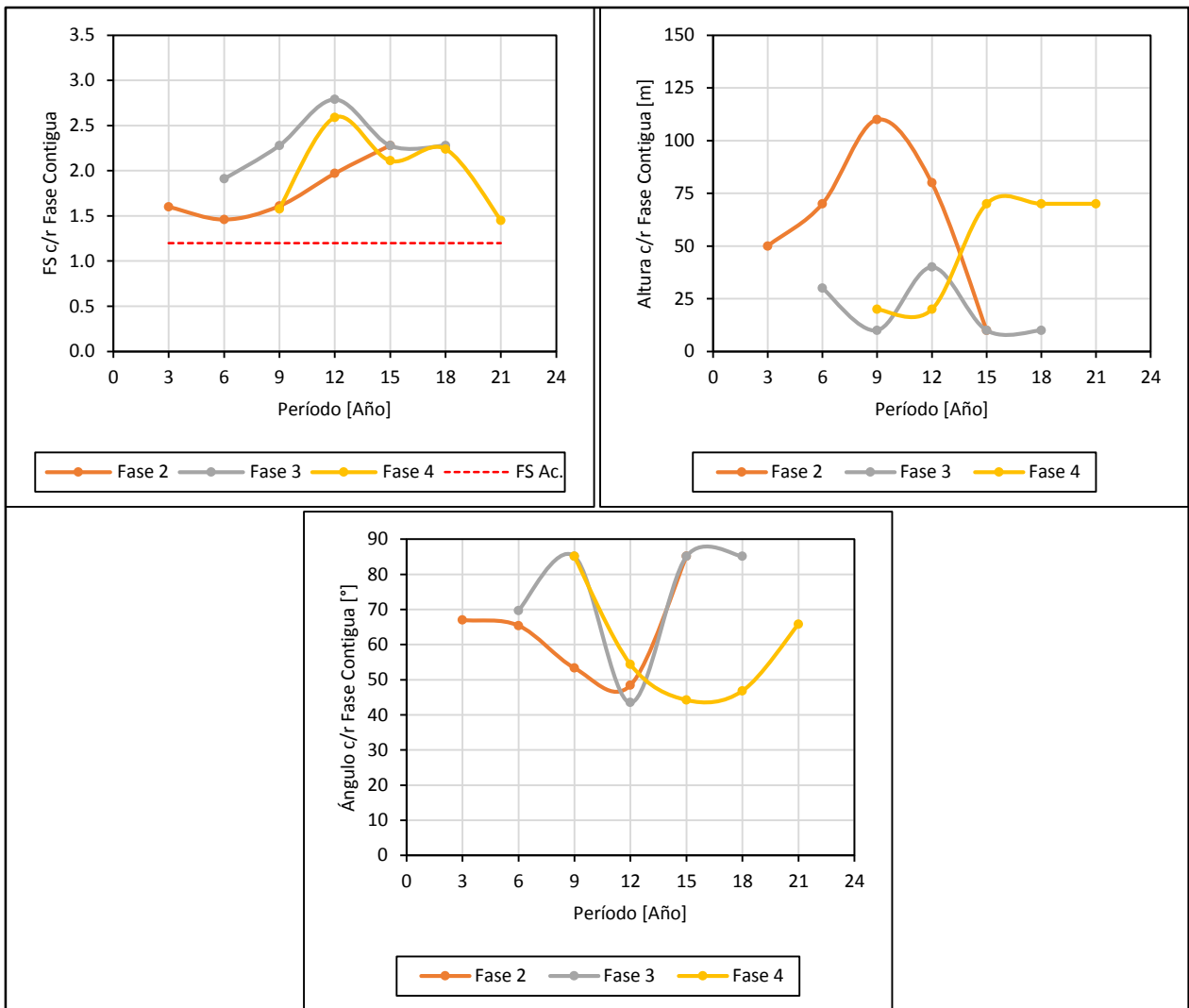


Figura 5-75 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.2

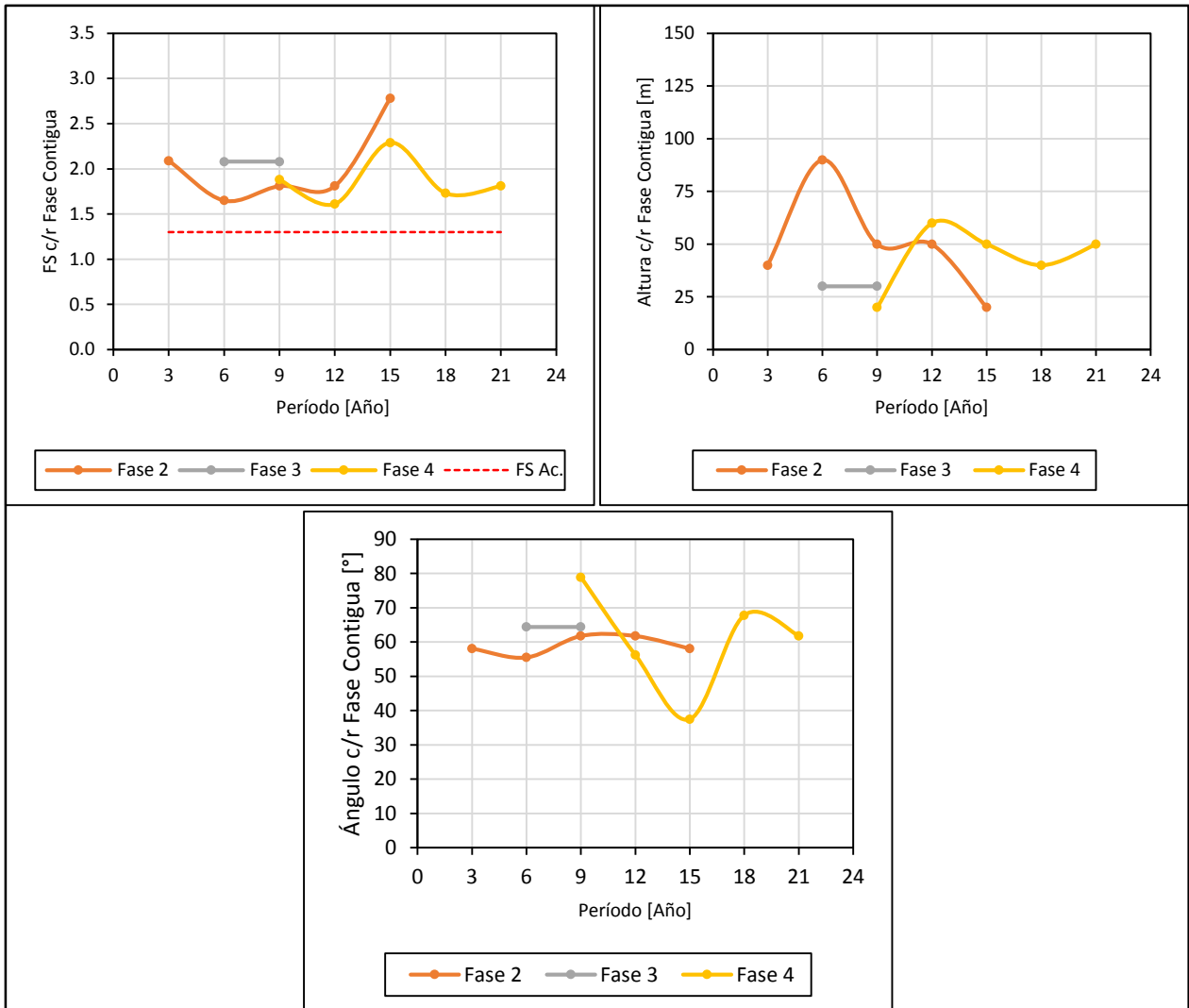


Figura 5-76 Gráficos análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.3

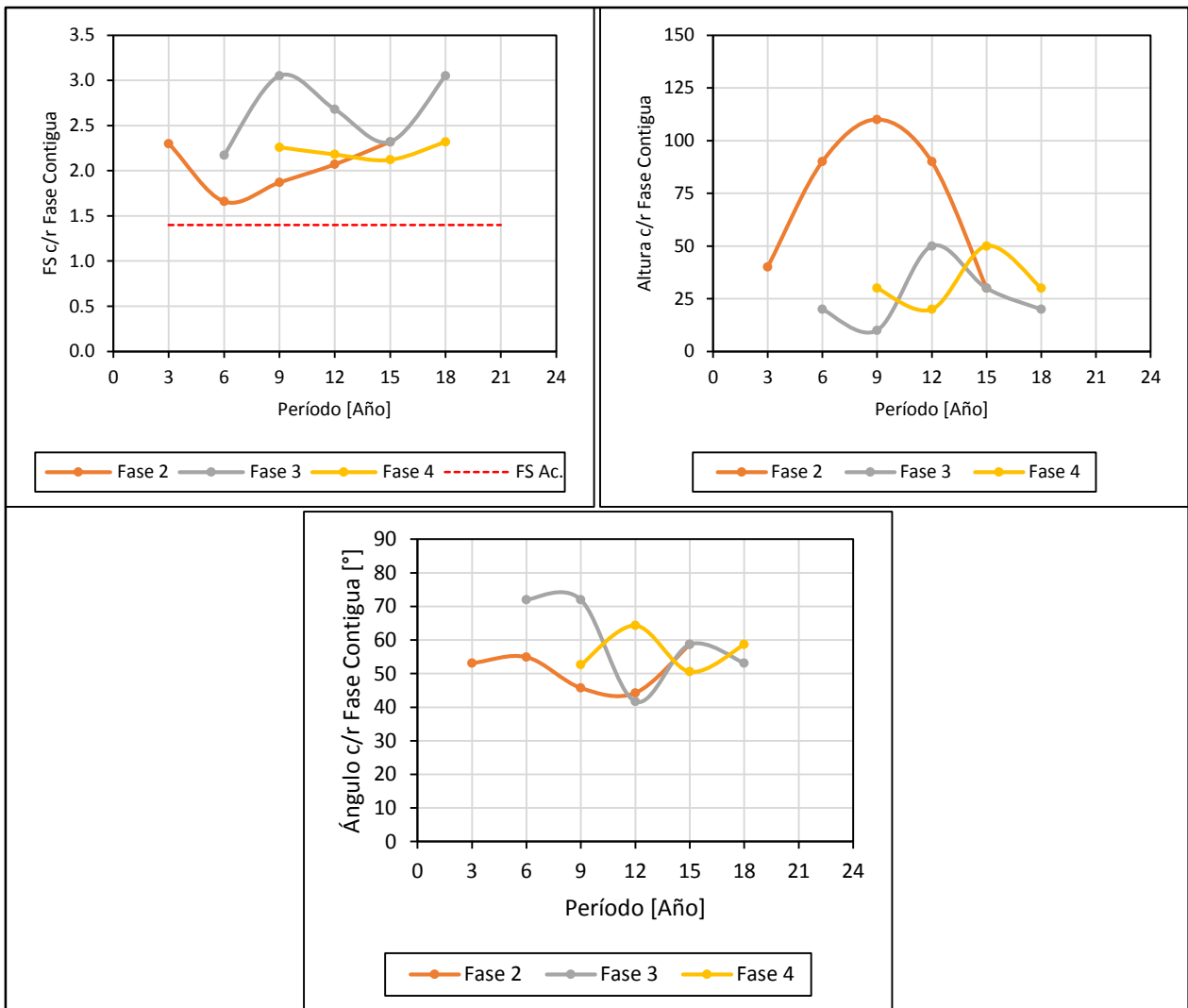


Figura 5-77 Gráficos de análisis de estabilidad de taludes por período para un FS aceptable de 1.4

De acuerdo a los gráficos de las **Figuras 5-75, 5-76, y 5-77**, el factor de seguridad entre fases contiguas es considerablemente mayor que el factor de seguridad aceptable a escala global. Si se considera un factor de seguridad aceptable a escala inter-rampa, esta diferencia resulta ser aún mayor.

En efecto el menor factor de seguridad entre fases contiguas para un escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2 es de 1.45, mientras que en el caso de un escenario de un FS aceptable de 1.3 este valor es de 1.61, y en el caso de un escenario de un FS aceptable de 1.4 este valor es de 1.66. Como consecuencia de este análisis, resulta interesante notar que entre fases contiguas sería posible incrementar los ángulos de taludes que no pertenezcan a la pared de rajo final.

Un aspecto que resulta interesante estudiar, y que sin embargo está más allá de los alcances definidos para el presente trabajo, es bajo qué condiciones se pueden considerar distintos factores de seguridad para distintos sectores del rajo y de esta forma asumir un determinado riesgo dependiendo del grado de exposición de las personas e infraestructura. Resulta razonable pensar que en taludes en donde no va a existir

exposición de personas ni infraestructura crítica se puede tolerar un mayor riesgo y por consiguiente se puede considerar un factor de seguridad aceptable menor en relación a un talud en donde hay exposición de personas o infraestructura crítica.

6. Conclusiones

Como conclusión principal y general del presente trabajo de tesis, se puede afirmar que el hecho de considerar distintos criterios de aceptabilidad para la determinación de los ángulos de talud en un rajo, tiene como consecuencia un impacto en todo el proceso de planificación minera lo que finalmente trae efectos en el valor final de un proyecto, tanto en términos de reservas mineras como en su valorización económica.

Como resultado del análisis de antecedentes bibliográficos, se concluyó que el criterio más apropiado para la determinación de la resistencia de un macizo rocoso de un talud perteneciente a una mina a cielo abierto es el criterio de Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado ($D=1$). Esta afirmación está sustentada en que al realizar un análisis de equilibrio límite usando dicho criterio, asumiendo un FS de 1.3 y un ángulo de talud de 52.1° , se obtuvieron alturas de talud razonables en comparación a las alturas de talud obtenidas con el criterio de Hoek-Brown para un macizo rocoso no perturbado ($D=0$) y el criterio de Call-Nicholas. También se obtuvo como resultado que usando el criterio de Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado, las cohesiones y ángulos de fricción obtenidos tenían valores cercanos a las cohesiones y ángulos de fricción movilizados en falla para diversos taludes. Finalmente, de acuerdo a la tesis doctoral de Sjoberg (1999), se sostiene que el cálculo de esfuerzos mediante un método de "Back Analysis" asumiendo una falla a gran escala del macizo rocoso tiene una relación similar al considerar el criterio de falla de Hoek-Brown para un macizo rocoso perturbado.

A través del ejemplo conceptual desarrollado, se pudo determinar que en el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 tanto el beneficio económico como la altura de la envolvente económica fueron considerablemente mayores en relación a un escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4. Estos resultados permitieron entender y concluir de manera conceptual que el hecho de considerar distintos criterios de aceptabilidad para la determinación de los ángulos de talud puede traer considerables impactos tanto en el inventario de reservas como en los beneficios económicos.

En el caso de estudio considerado para el presente trabajo, se obtuvo que las variaciones de altura de las envolventes económicas al considerar distintos factores de seguridad aceptables no fueron significativas. En efecto, en uno de los dos dominios geotécnicos considerados la variación de altura entre un escenario y otro fue nula, mientras que en el otro dominio geotécnico la diferencia entre el escenario asociado a un FS aceptable de 1.2 y el escenario asociado a un FS aceptable de 1.4 fue de 20 metros, lo que resultó ser una variación inferior a un 10% con respecto a la altura de la envolvente para este último escenario. Al comparar estos resultados con los obtenidos en el ejemplo conceptual, se pudo concluir que las diferencias de altura de las envolventes económicas al considerar distintos factores de seguridad aceptables van a estar relacionadas con las características del modelo de bloques.

En la etapa de optimización se obtuvo como resultado que las variables que más diferencias presentaron entre los distintos escenarios de factores de seguridad aceptables considerados, fueron la razón estéril-mineral y el beneficio marginal. Se pudo concluir que la razón estéril-mineral tiende a aumentar a medida que se considera un FS aceptable mayor, mientras que el beneficio marginal disminuye a medida que se

considera un FS aceptable mayor. Esta misma tendencia se pudo observar en los diseños mineros. Para las demás variables analizadas las tendencias entre los resultados de las etapas de optimización y de diseño minero eran muy similares, lo cual permitió concluir que había consistencia en los resultados obtenidos. También se pudo verificar que para todos los escenarios de factores de seguridad aceptables considerados, el 95% del mineral de los diseños está contenido dentro de la envolvente económica, situación que se da para el 92% del material total. Esto último permitió validar los diseños realizados en relación a las envolventes económicas para cada escenario de factor de seguridad aceptable.

En los programas de producción se pudo concluir que al considerar un FS aceptable menor, entonces es posible postergar el movimiento de estéril durante los primeros años del plan debido a que la razón estéril-mineral es menor en comparación a un FS aceptable mayor. Es así que en el caso de un FS aceptable de 1.2 resultó posible tener un movimiento total mina de 8 MT los primeros 3 años del plan, alcanzando el régimen de 10MT el año 4 del programa de producción, mientras que en el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.4 sólo fue posible tener un movimiento total mina de 8MT el primer año del plan para alcanzar un movimiento de régimen el año 2. De lo anterior se desprende que el costo mina al considerar un FS aceptable menor, va a ser menor en los primeros años del programa de producción en comparación a un FS aceptable mayor.

En la evaluación de los planes se pudo concluir que las diferencias en VPN entre los distintos escenarios resultó ser mucho más significativa que las diferencias en fino recuperado de Cu. En efecto, se obtuvo que la diferencia porcentual de VPN entre un escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.2 y otro correspondiente a un FS de 1.4 fue de un 73%, mientras que la diferencia en fino recuperado de Cu entre los mismos escenarios fue de un 6%. En el caso de un FS aceptable de 1.3 la diferencia en términos porcentuales del VPN con respecto a un escenario de un FS aceptable de 1.4 fue de un 28%, mientras que la diferencia en finos entre los mismos escenarios fue de un 2%.

En el análisis de estabilidad de taludes por período, se pudo concluir que el factor de seguridad de los taludes de paredes finales del rajo tiende a converger hacia el FS aceptable. Este resultado se dio para cada uno de los 3 escenarios considerados en este estudio. En el caso del análisis de estabilidad entre fases contiguas cuyas paredes de talud no formen parte del rajo final, se obtuvo un FS muy superior al FS aceptable a escala global para todos los escenarios. Esto permite concluir que sería una opción factible el hecho de poder incrementar los ángulos de talud en aquellas paredes que no formen parte del rajo final.

Finalmente, se puede concluir que tomar una decisión respecto del criterio de aceptabilidad a considerar en un proyecto, es un análisis costo-beneficio entre obtener un mayor beneficio económico y mayores reservas por un lado, y por otro lado asegurar la integridad de las personas y tener una operación continua a lo largo de la vida de la mina. Esta decisión depende de muchas variables, entre las cuales cabe mencionar los objetivos estratégicos de cada compañía minera, las diferencias de valorización en los planes mineros al considerar diferentes criterios de aceptabilidad, así como el grado de certeza de los datos geomecánicos.

7. Bibliografía

- [1] Bye, A.R., Bell, F.G. 2001. Stability assessment and slope design at Sandsloot open pit, South Africa. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 38 pp. 449-466.
- [2] Cacetta, Louis. 2007. Handbook of Operations Research in Natural Resources. Capítulo 29. pp 547-559.
- [3] Flores, Germán., Karzulovic, Antonio. 2000. The Role of the Geotechnical Group in an Open Pit: Chuquicamata Mine. Slope Stability in Surface Mining. Capítulo 16. pp. 147.
- [4] Franz, Juergen. 2009. An investigation of Combined Failure Mechanisms in Large Scale Open Pit Slopes. Doctoral Thesis. School of Mining Engineering. The University of New South Wales. Sydney, Australia.
- [5] Hoek, E. Karzulovic, A. 2000. Rock Mass Properties for Surface Mining. Publicado en "Slope Stability for Surface Mining" pp 59-70.
- [6] Hoek, Evert., Carranza-Torres, Carlos., Corkum, Brent. 2002. Hoek-Brown Failure Criterion.
- [7] Hormazábal, E., Rovira, F., Walker, M., C.Carranza-Torres. 2009. Analysis and design of slopes for Rajo Sur, an open pit mine next to the subsidence crater of El Teniente mine in Chile.
- [8] Hustrulid, W., Kuchta, M., Martin, R. 2006. Open Pit Mine Planning and Design. 3ra Edición. Capítulo 4. pp 291-340.
- [9] Karzulovic, Antonio., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 5. pp 127-132.
- [10] Li A.J, Merifield R.S., Lyamin A.V. 2008. Stability charts for rock slopes based on the Hoek-Brown failure criterion. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. pp 689-700.
- [11] Lorig, Loren., Stacey, Peter., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 10. pp. 237-251
- [12] Nekouei, A.M., Ahangari, K. 2013. Validation of Hoek-Brown failure criterion charts for rock slopes. International Journal of Mining Science and Technology pp 805-808.
- [13] Parra, Andrés. 2006. Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción. Memoria de Título. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
- [14] Pierce, M., Brandshaug, T., Ward, M. 2000. Slope Stability Assessment at the Main Cresson Mine. Slope Stability in Surface Mining. Capítulo 26.
- [15] Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 8. pp. 213-220

- [16] Sjoberg, Johnny. 1999. Analysis of Large Scale Rock Slopes. Doctoral Thesis. Lulea University of Technology. Lulea. Suecia. pp 28.
- [17] Sjoberg, Johnny. 1999. Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining. Lulea University of Technology. Lulea. Suecia.
- [18] Storey, Andrew. 2010. Design Optimization of Safety Benches for Surface Quarries through Rockfall Testing and Evaluation. M.Sc. Thesis. Virginia Polytechnic Institute and State University. Blacksburg. Virginia. EE.UU.
- [19] Vallejos, Javier. 2012. Apuntes Curso Mecánica de Rocas. Universidad de Chile.
- [20] Weseloo, Johan., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 9.
- [21] Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

8. Anexos

8.1 Anexo A: Figuras de Diseño de Fases para los Escenarios correspondientes un FS Aceptable de 1.2 y 1.4 Respectivamente

En el presente anexo se incluyen las imágenes de los diseños de las fases para los escenarios agresivo y conservador, es decir, para aquellos escenarios que tienen asociado un FS aceptable de 1.2 y 1.4 respectivamente.

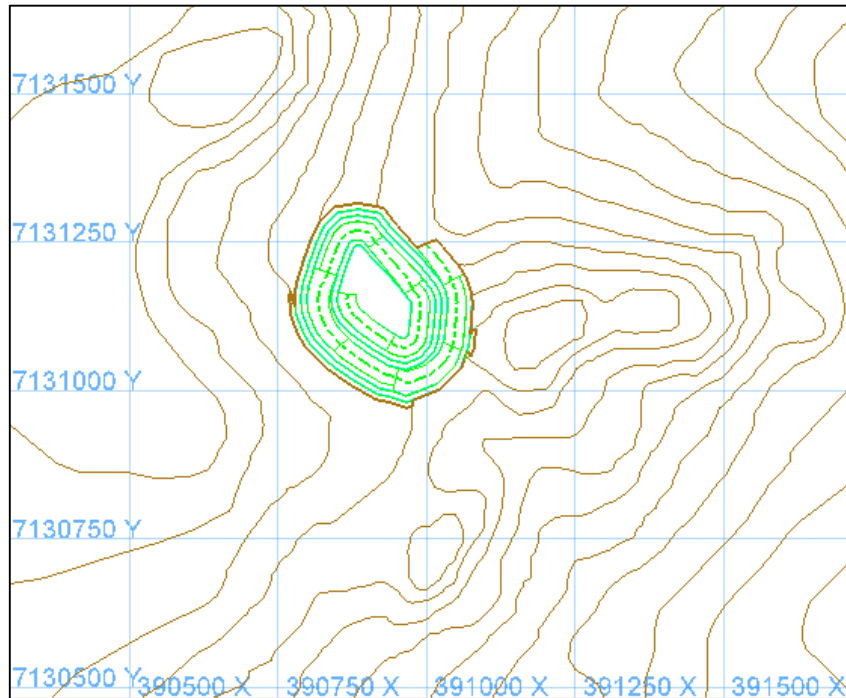


Figura 8-1 Diseño final de la fase1 considerando un FS de 1.2

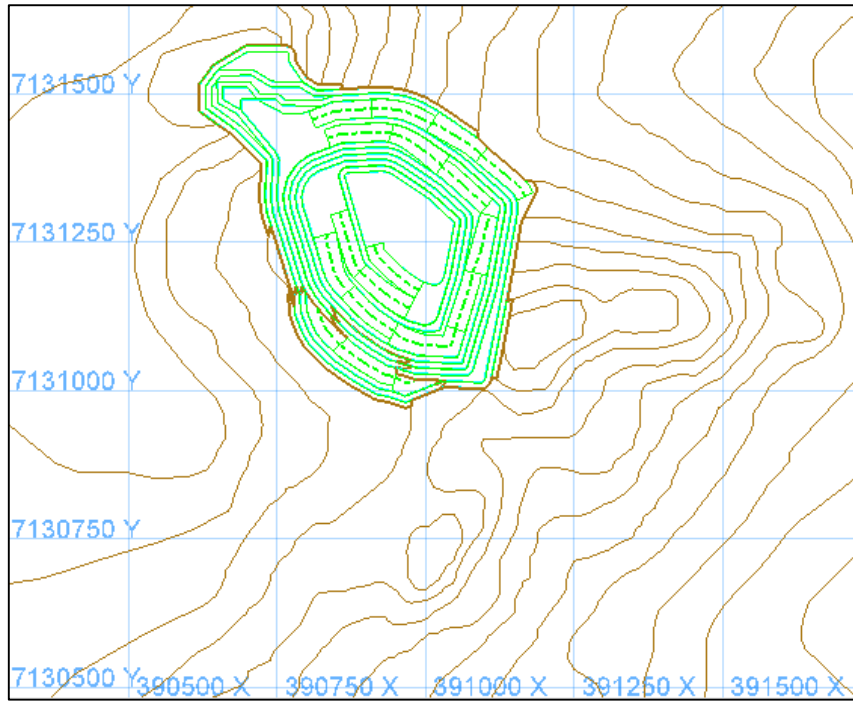


Figura 8-2 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.2

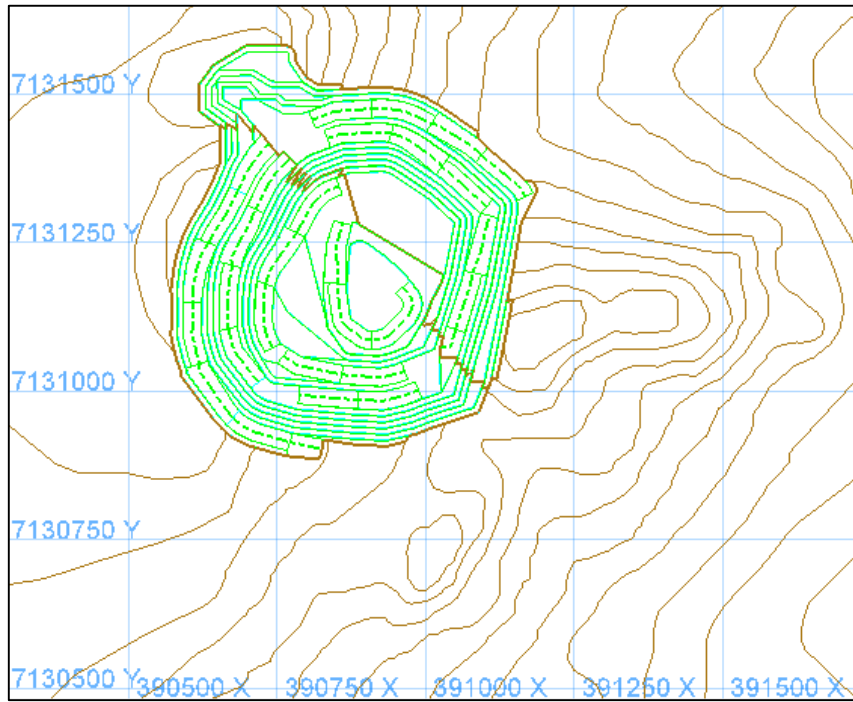


Figura 8-3 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.2

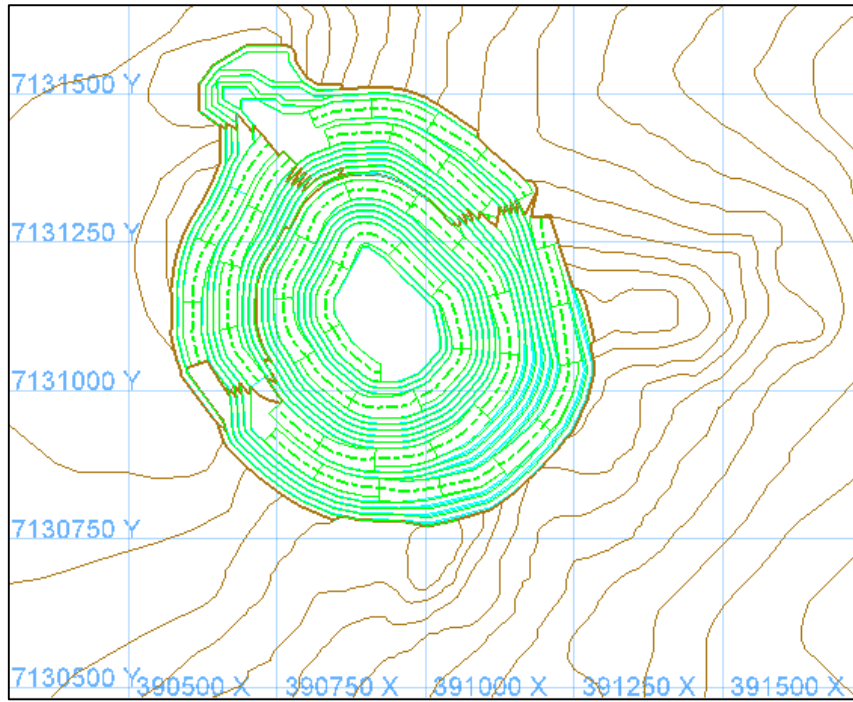


Figura 8-4 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.2

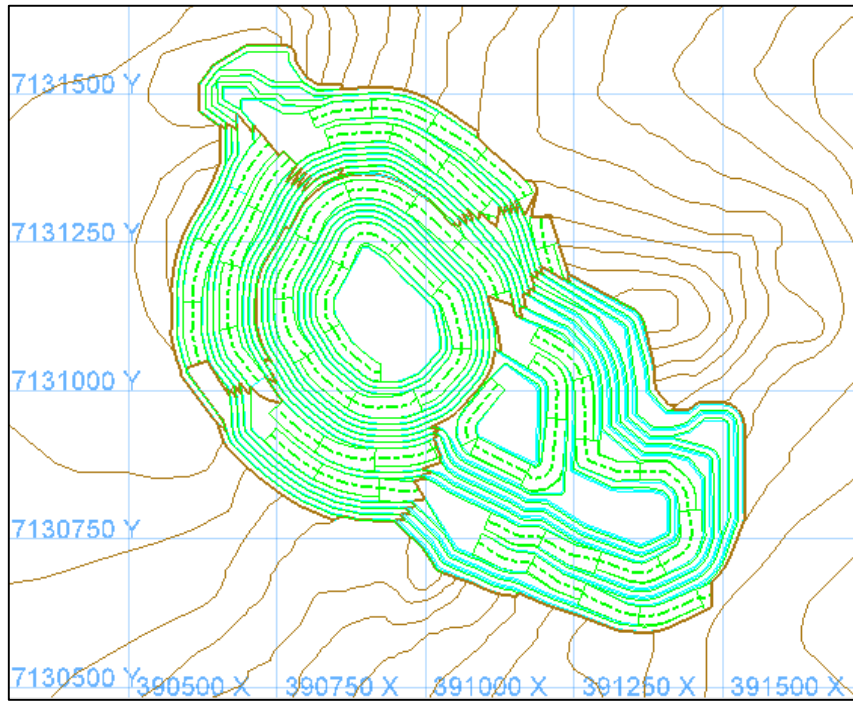


Figura 8-5 Diseño final de las fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.2

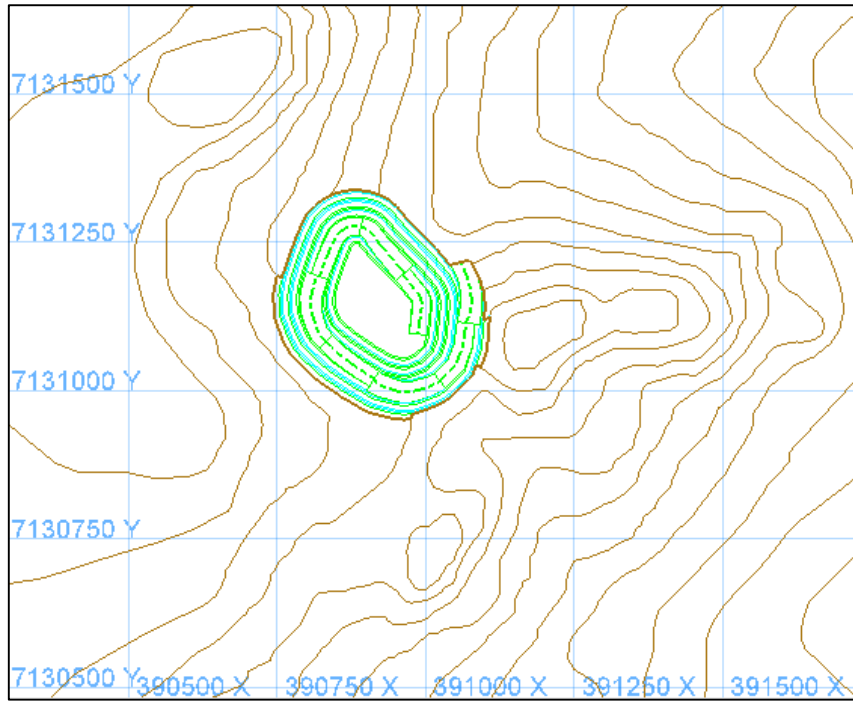


Figura 8-6 Diseño final de la fase1 considerando un FS de 1.4

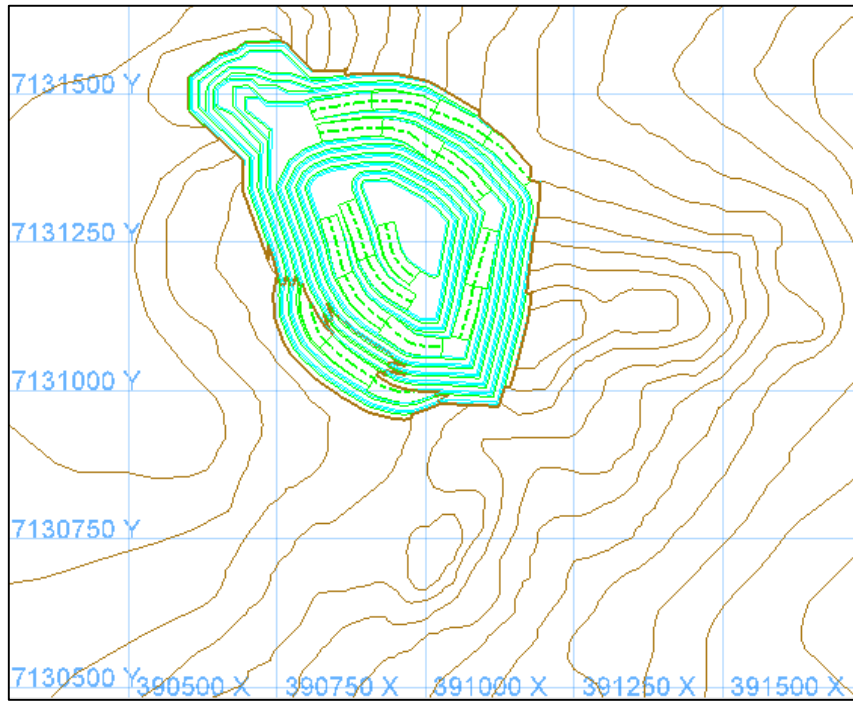


Figura 8-7 Diseño final de las fases 1 y 2 considerando un FS de 1.4

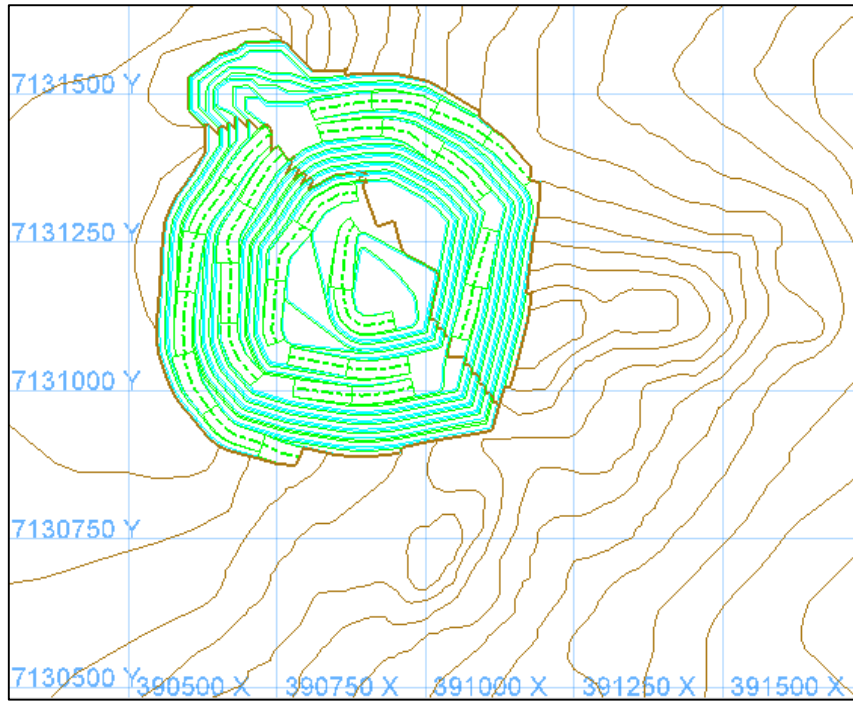


Figura 8-8 Diseño final de las fases 1, 2 y 3 considerando un FS de 1.4

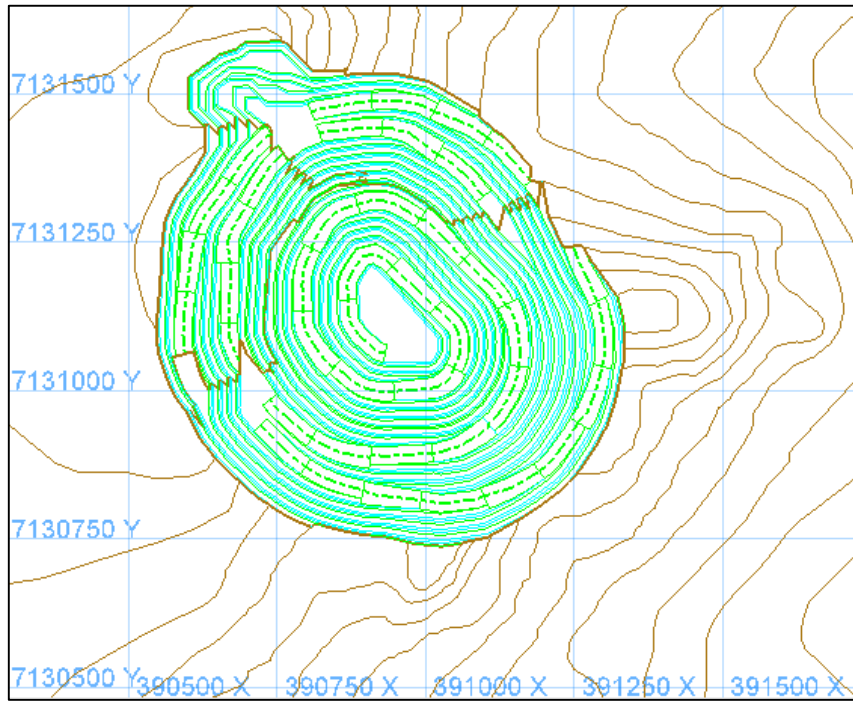


Figura 8-9 Diseño final de las fases 1, 2, 3 y 4 considerando un FS de 1.4

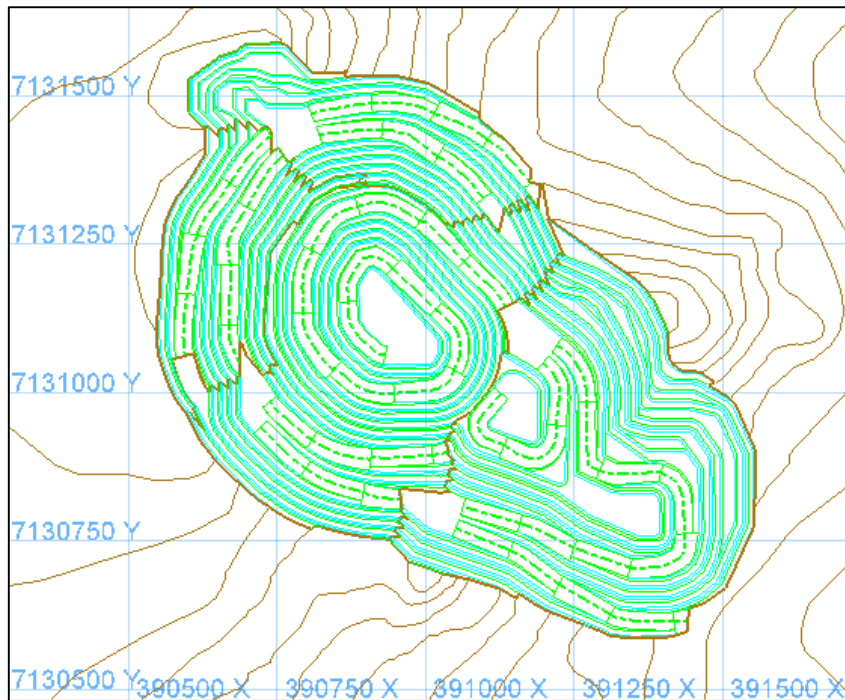


Figura 8-10 Diseño final de las Fases 1, 2, 3, 4 y 5 considerando un FS de 1.4

8.2 Anexo B: Programas de Producción Considerando 4 Fases

Como síntesis del desarrollo de esta sección del anexo, se obtuvieron los siguientes resultados que permitieron desarrollar los planes preliminares:

- Los movimientos mina factibles para los distintos casos de tamaño planta fueron de 10 MTPA para el caso de una planta con capacidad de 5MTPA, 12 MTPA para el caso de una planta con capacidad de 6MTP, y 14 MTPA para el caso de una planta con capacidad de 7MTPA.
- La capacidad óptima de la planta que maximiza el VPN fue de 5 MTPA para todos los escenarios de FS aceptables considerados.
- Al determinar el movimiento mina óptimo en régimen, se obtuvo un movimiento de 9 MTPA para el caso correspondiente a un FS de 1.2 y 10 MTPA para los casos correspondientes a un FS de 1.3 y 1.4.

En los gráficos de las **Figuras 8-11, 8-12, y 8-13** se presenta un resumen de los planes preliminares considerando 4 fases.

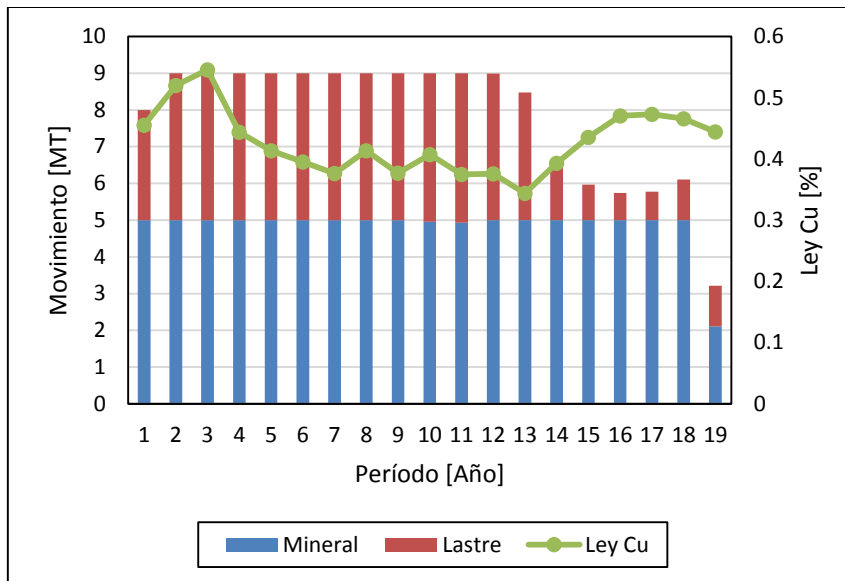


Figura 8-11 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.2

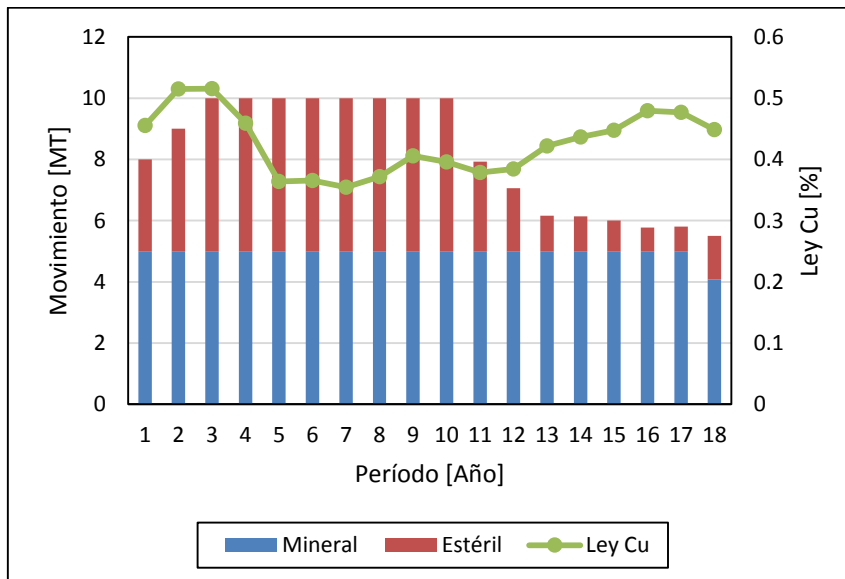


Figura 8-12 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3

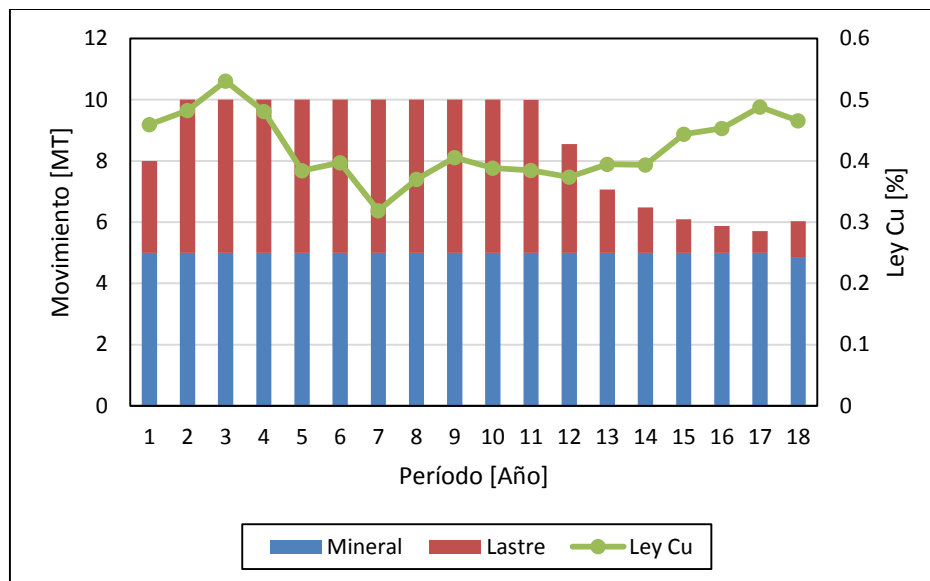


Figura 8-13 Gráfico de movimiento y ley de Cu para un FS aceptable de 1.3

En los gráficos de las **Figuras 8-11, 8-12, y 8-13** es importante notar que para el caso correspondiente a un FS aceptable de 1.2, el movimiento en régimen se alcanza con 9 MTPA. Esto es debido a que al considerar 4 fases, la razón estéril-mineral disminuye en un 6.15% con respecto al mismo escenario considerando 5 fases. En el caso de los escenarios correspondientes a un FS de 1.3 y 1.4 la disminución de la razón estéril-mineral al considerar 4 fases es de un 3.51% y un 2.64% respectivamente (estos datos pueden ser deducidos de las **Tablas 5-6, 5-7 y 5-8**).

En la **Tabla 8-1** y en el gráfico de la **Figura 8-14** se presenta un resumen con las evaluaciones económicas preliminares para cada plan.

	FS 1.2 VPN [MUS\$]	FS 1.3 VPN [MUS\$]	FS 1.4 VPN [MUS\$]
Total VPN	72	50	41
Diferencia c/r a un FS de 1.4	74.71%	21.99%	0.00%

Tabla 8-1 VPN para los distintos escenarios

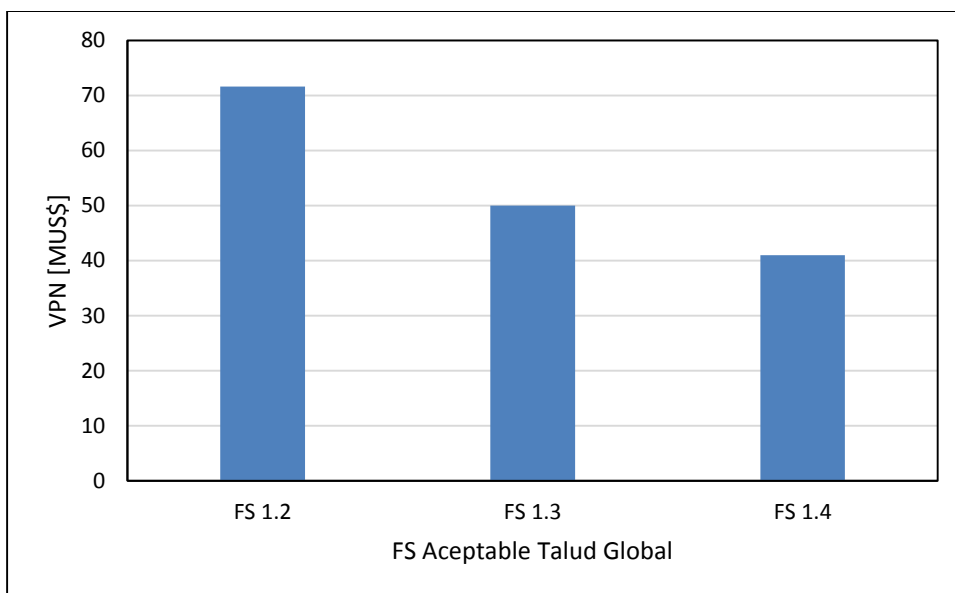


Figura 8-14 VPN para los distintos escenarios

Tal como es posible observar de la **Tabla 8-1** y del gráfico de la **Figura 8-14**, el VPN tiende a disminuir a medida que se incrementa el FS aceptable.

En la **Tabla 8-2** y en el gráfico de la **Figura 8-15**, se muestra el aporte de fino recuperado de Cu entre los distintos escenarios.

	1.2 Aporte Fino Cu [Mlb]	1.3 Aporte Fino Cu [Mlb]	1.4 Aporte Fino Cu [Mlb]
Total	728	701	700
Diferencia c/r a un FS de 1.4	3.89%	0.17%	0.00%

Tabla 8-2 Aporte de fino recuperado de Cu

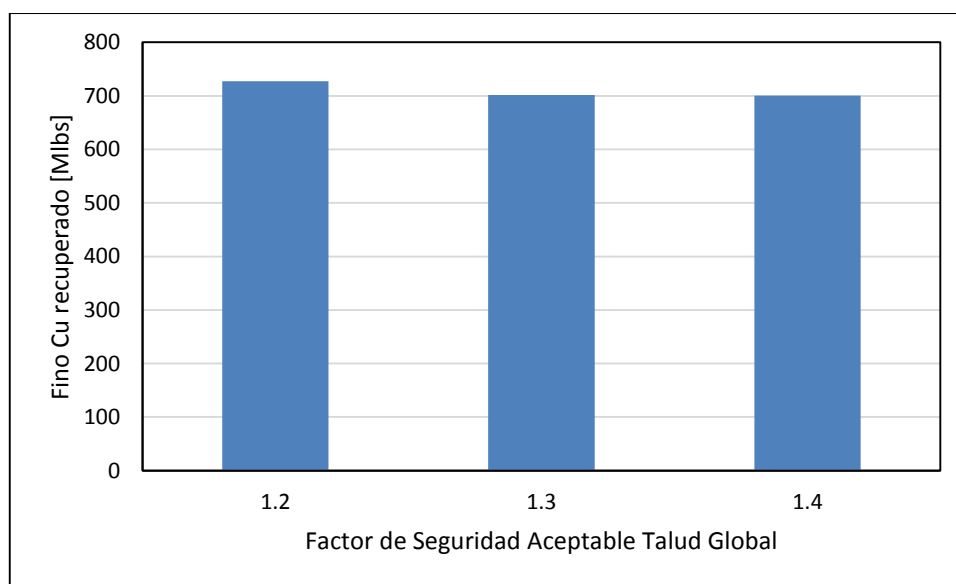


Figura 8-15 Aporte de fino recuperado de Cu

Tal como puede ser apreciado de la **Tabla 8-2** y del gráfico de la **Figura 8-15**, la variación en fino recuperado de Cu entre un escenario y otro resulta ser mucho menos considerable que la variación en el VPN. En efecto la variación de fino recuperado entre el escenario correspondiente a un FS de 1.2 y el escenario correspondiente a un FS de 1.4 es de un 3.89%. Esta diferencia resulta ser de 0.17% entre el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.3 y el escenario correspondiente a un FS aceptable de 1.4.

8.3 Anexo C: Figuras de Ubicación de Perfiles para Medición del Factor de Seguridad por Período

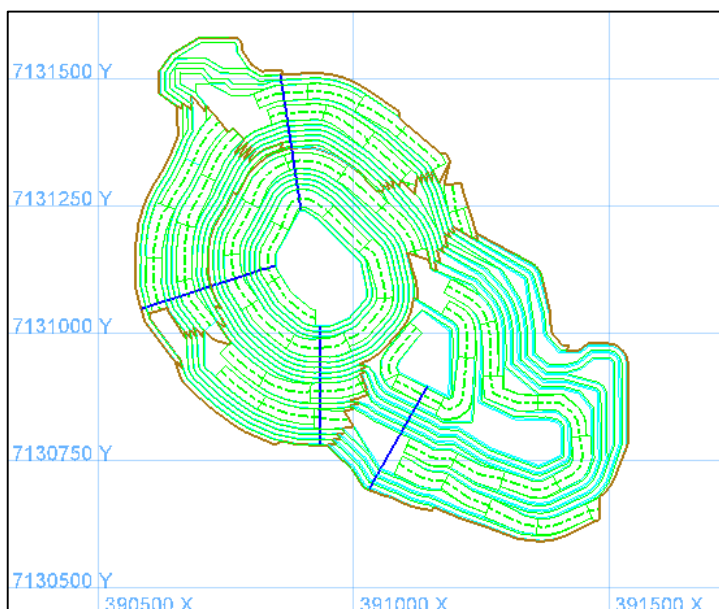


Figura 8-16 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.2

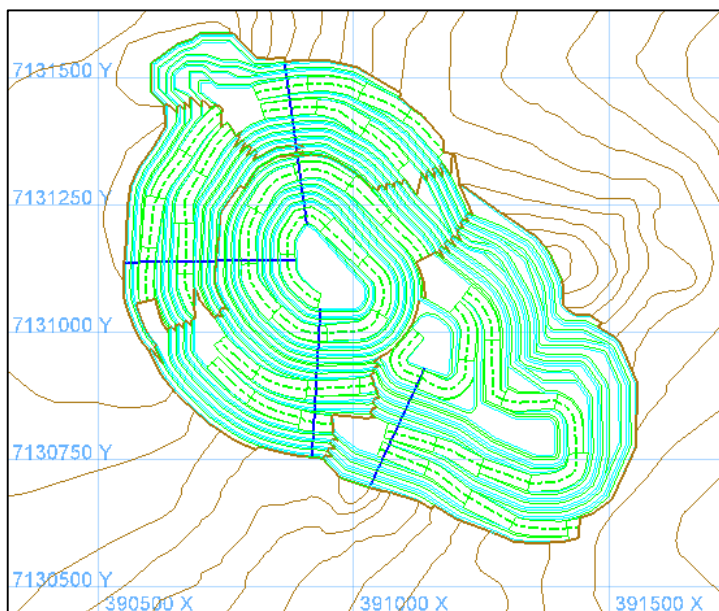


Figura 8-17 Ubicación de los perfiles en el rajo final para un FS aceptable de 1.4