



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**ANÁLISIS DEL EFECTO DEL GRADIENTE DE RAMPA SOBRE EL
BENEFICIO ECONÓMICO EN MINAS A CIELO ABIERTO**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

GABRIEL MAURICIO TAPIA CARO

**PROFESOR GUÍA:
ANDRES PARRA RETI**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
NELSON MORALES VARELA
CHRISTIAN IHLE BASCUÑÁN**

**SANTIAGO DE CHILE
2020**

RESUMEN

El diseño de rampas es un paso clave en el proceso de planificación de minas a cielo abierto ya que considera factores operacionales en el diseño. Sin embargo, las herramientas actuales que se utilizan requieren de un trabajo manual y esto ha dificultado el estudio sobre cómo afectan sus distintas variables. En este trabajo se presenta un estudio sobre cómo afecta la pendiente de las rampas de acceso, en el valor económico de una mina a cielo abierto, utilizando una herramienta en desarrollo que optimiza el proceso de diseño.

El objetivo de este trabajo es comparar los resultados económicos del diseño operativo de rampas para distintas pendientes y en dos modelos de bloques, cada cual, con su diseño, utilizando una herramienta semiautomática de generación de rampas, que utiliza un modelo de optimización económica mediante un modelo matemático. Las pendientes por evaluar son entre el 7% y el 11%, basados en que las pendientes que se utilizan en la industria varían entre el 8% y el 10% y se agregó un 1% de margen de estudio adicional.

Los valores de diseño a estudiar son: El beneficio económico comprendido en la envolvente económica, la cantidad de mineral y la cantidad de estéril, mientras que dentro de los valores operativos se considera el consumo de combustible y los tiempos de ciclo, poniendo énfasis en la envolvente económica y el consumo de combustible.

El programa de optimización, al estar en proceso de desarrollo, se evaluó en distintos escenarios, corroborando su funcionalidad y limitaciones. Adicionalmente las rampas ocupadas para este trabajo y generadas con este programa fueron validadas con el programa de diseño Vulcan.

Luego de generar rampas en dos modelos y comparar sus resultados se obtuvo que para el caso del modelo Marvin 15 el beneficio económico de la envolvente, para las pendientes del 7% al 11%, bajó un 3.06%, 2%, 1.66%, 1.61% y 1.56% respectivamente, respecto al mismo valor de la envolvente del pit sin incluir una rampa en su diseño; por otra parte, para el modelo de Caso de Estudio, bajó un 3.59%, 2.85%, 1.42%, 1.41% y 1.1% respectivamente utilizando la misma metodología. Estos valores comparan la envolvente del modelo con rampa con el modelo inicial.

Con respecto al consumo de combustible se puede observar cómo se incrementa al aumentar la pendiente y al empeorar las condiciones del camino, esto se evaluó en dos equipos y distintas profundidades mostrando que con el equipo más pesado el consumo era mayor pero la variación era similar al cambiar la pendiente. Para el camión CAT 797-F el consumo de combustible a una pendiente del 11% es un 15% y 18 % mayor con respecto al consumo con una pendiente de un 7% para condiciones de camino de resistencia de rodado de 2% y 3%. Por otro lado, para el equipo CAT 789-D el mismo estudio resultó con un aumento en el consumo de combustible de 17% y 19%

Como trabajo a futuro para complementar esta memoria se sugiere realizar una comparación de los resultados obtenidos entre el programa de generación semi-automático de rampas, mostrados en este trabajo, con la generación de rampas obtenidas con un software CAD (ejemplo VULCAN)

ABSTRACT

Ramp design is a key step in the open pit mine planning process as it considers operational factors in the design. However, the current tools that are used require manual work and this has made it difficult to study how their different variables affect. This work presents a study on how the slope of the access ramps affects the economic value of an open-pit mine, using a tool under development that optimizes the design process.

The objective of this work is to compare the economic results of the operational design of ramps for different slopes and in two models of blocks, each one, with its design, using a semiautomatic tool for generating ramps, which uses an economic optimization model through a mathematical model. The slopes to be evaluated are between 7% and 11%, based on the slopes that are used in the industry range between 8% and 10% and an additional 1% study margin was added.

The design values to study are: The economic benefit included in the economic envelope, the amount of mineral and the amount of waste, while within the operating values, fuel consumption and cycle times are considered, emphasizing the economical envelope and fuel consumption.

The optimization program, being in the development process, was evaluated in different scenarios, corroborating its functionality and limitations. Additionally, the ramps occupied for this work and generated with this program were validated with the VUCAN design program.

After generating ramps in two models and comparing their results, it was obtained that in the case of the Marvin 15 model, the economic benefit of the envelope, for slopes from 7% to 11%, fell by 3.06%, 2%, 1.66%, 1.61 % and 1.56% respectively, with respect to the same value of the pit envelope without including a ramp in its design; On the other hand, for the Case Study model, it fell by 3.59%, 2.85%, 1.42%, 1.41% and 1.1% respectively using the same methodology. These values compare the envelope of the model without ramp with the initial model.

Regarding fuel consumption, it can be observed how it increases with increasing slope and worsening road conditions, this was evaluated in two trucks models and different depths showing that with heavier trucks the consumption was higher but the variation was similar to that of change the slope. For the CAT 797-F truck, fuel consumption at 11% grade is 15 and 18% higher than fuel consumption at 7% grade for 2% and 3% rolling resistance road conditions. On the other hand, for the CAT 789-D equipment, the same study resulted in an increase of 17% and 19%

As future work to complement this, it is suggested to make a comparison of the pits generated from Doppler and those generated using the VULCAN software.

AGRADECIMIENTOS

Agradecer a todos los que formaron parte de mi educación en todos los niveles. A mi familia que es el pilar fundamental en mi vida, y por la que he alcanzado todas mis metas; a mis compañeros y profesores por guiarme y enseñarme a superar las dificultades y seguir mis sueños. Al laboratorio DELPHOS y todos sus miembros, por entregarme la oportunidad de realizar este trabajo, el espacio, el apoyo y la guía; especialmente a Pedro y Pierre que trabajaron conmigo y me ayudaron cuando lo necesité; a mi profesor guía Andrés Parra que me acompañó en el proceso y me dio apoyo en los momentos difíciles y al profesor Nelson Morales que me invitó a trabajar en el laboratorio.

Particularmente me gustaría agradecer a mi hermano Pablo y a Robin, que han sido una ayuda fundamental en este último periodo en todos los aspectos de mi vida, y que sin ellos no habría podido terminar este trabajo.

Este trabajo de memoria es parte de los proyectos de Laboratorio DELPHOS, perteneciente al Centro de Investigación de tecnología aplicada a la minería AMTC y financiado (parcialmente) por CONICYT/PIA Project AFB180004

Muchas gracias

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
1.1.	Objetivos.....	2
1.1.1.	Objetivo General.....	2
1.1.2.	Objetivos Específicos	2
1.2.	Alcances.....	2
2.	ANTECEDENTES bibliográficos.....	4
2.1.	Planificación y diseño en minería a cielo abierto	4
2.2.	Metodología tradicional en la planificación a largo plazo.....	5
2.2.1.	Determinación de la envolvente económica.....	5
2.2.2.	Obtención de pits anidados.....	6
2.2.3.	Determinación del pit final	7
2.2.4.	Definición de pushbacks.....	8
2.2.5.	Definición de fase.....	8
2.2.6.	Diseño de fases	8
2.2.7.	Planificación de la producción	9
2.2.8.	Componentes geométricos de talud minero	11
2.2.9.	Cálculo de ancho de rampa.....	13
2.2.10.	Cálculo de ángulo global de talud minero	14
2.3.	Planificación y diseño de rampas a cielo abierto.....	16
2.4.	Gradiente de rampa y factores en que influye	17
2.4.1.	Gradiente de rampa.....	17
2.4.2.	Resistencia de Rodado (Rolling Resistance) y Gradiente Efectivo.....	17
2.4.3.	Gradiente, Resistencia de rodado y tiempos de ciclo:.....	19
2.4.4.	Gradiente, Resistencia de rodado, velocidad máxima y potencia del motor:.....	19
2.4.5.	Gradiente, resistencia de rodado y mantenimiento de equipos y caminos	21
2.4.6.	Gradiente y distancia de frenado	21
2.5.	Camiones mineros: velocidades, consumo y distancias de frenado	22
2.5.3.	Vulcan.....	23
2.5.4.	Doppler	23
2.5.5.	Programa de generación de rampas	23
3.	METODOLOGÍA.....	24
3.1.	Decisión de los parámetros a medir y herramientas a ocupar.....	24
3.2.	Test de error para decidir tamaño de base de datos a ocupar.....	24
3.3.	Generación de rampas y validación de su pendiente	24
3.4.	Obtención de valores a comparar en las distintas envolventes económicas	25
3.5.	Cálculo de valores operacionales.....	25
3.6.	Experimento utilizando una nueva base de datos	26
4.	Modelo experimental Marvin 15	27
4.1.	Modelo.....	27
4.2.	Rampas generadas.....	28
4.3.	Validación de las rampas	28
4.4.	Resultados obtenidos de las rampas.....	30
5.	CASO DE ESTUDIO	33

5.1.	Modelo	33
5.2.	Rampas generadas.....	33
5.3.	obtenidos de las rampas	35
6.	análisis de costos operacionales	38
7.	Análisis de resultados	45
7.1.	Funcionamiento general del programa de generación de rampas	45
7.2.	Obtención de las envolventes económicas para cada gradiente de rampa.....	45
7.2.1.	Envolvente económica de Marvin 15	45
7.2.2.	Emvolvente económica Caso de Estudio.....	46
7.3.	Costos operacionales:	47
7.3.1.	Costos operacionales para modelo CAT 797-F.....	47
7.3.2.	Costos operacionales para modelo CAT 789-D	48
7.4.	Gráficos de tiempos de ciclo y consumo de combustible	50
7.4.1.	Gráficos de estudio de tiempos de ciclo	50
7.4.2.	Gráficos de estudio de consumo de combustible.....	51
8.	CONCLUSIONES.....	54
	BIBLIOGRAFÍA	56
	ANEXO A	58
	Modelo Marvin 15	58
	Modelo Caso de Estudio.....	60
	ANEXO B	62
	Modelo Marvin 15	62
	Modelo Caso de estudio	72

ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1: Diseño de fases en minería a cielo abierto	6
Ilustración 2 Diagrama del "Worst Case"	7
Ilustración 3 Diagrama del "Best Case"	8
Ilustración 4: Incorporación de la rampa en el diseño	10
- Ilustración 5: Ángulos de diseño	12
Ilustración 6: Diseño de banco	13
Ilustración 7: Cálculo de ángulo global de talud luego de incorporación de rampa	14
Ilustración 8: Etapas para el diseño de la rampa (Thompson R., 2011)	16
Ilustración 9: Gradiente efectivo	17
Ilustración 10: Ejemplo de valores de resistencia de rodado (Gutiérrez Q. Dionicio, 2013)	18
Ilustración 11: Tiempo de ciclo para distintas pendientes (Thompson R., 2011)	19
Ilustración 12: Diagrama de desempeño de equipos mineros	20
Ilustración 13: Comparación entre el costo de mantención de camino y de equipo (Thompson R., 2011)	21
Ilustración 14: Diagrama de desempeño de equipos en subida	22
Ilustración 15: Ejemplo de concentración de mineral en modelo	28
Ilustración 16: Vista leteral X-Z de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15	29
Ilustración 17: Vista lateral Y-Z de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15	29
Ilustración 18: Vista en planta de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15	30
Ilustración 19: Curvas tonelaje-ley para modelo Marvin 15	30
Ilustración 20: Vista lateral X-Z de rampas en Vulcan, modelo de estudio	34
Ilustración 21: Vista lateral Y-Z de rampas en Vulcan, modelo de estudio	34
Ilustración 22: Vista en planta de rampas en Vulcan, modelo de estudio	34
Ilustración 23: Curvas tonelaje-ley para modelo Caso de estudio	35
Ilustración 24: Velocidad en ascenso cargado para equipo CAT 797-F	38
Ilustración 25: Velocidad descenso descargado equipo CAT 797-F	39
Ilustración 26: Velocidad en ascenso cargado equipo CAT 789-D	39
Ilustración 27: Velocidad descenso descargado equipo CAT 789-D	40
Ilustración 28: Tiempos de ciclo para equipo CAT 797-F	50
Ilustración 29: Tiempos de ciclo equipo CAT 789-D	51
Ilustración 30: Consumo de Combustible profundidad 220	52
Ilustración 31: Consumo de combustible general	52
Ilustración 32: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0%	58
Ilustración 33: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0.6%	59
Ilustración 34: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 1,2% Modelo Marvin 15	59
Ilustración 35: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0%	60
Ilustración 36: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0% Modelo Caso de Estudio	60
Ilustración 37: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0%	61
Ilustración 38: Vista X-Z pendiente 7% modelo Marvin 15	62

Ilustración 39: Vista Y-Z pendiente 7% modelo Marvin 15	62
Ilustración 40: Vista X-Y pendiente 7% modelo Marvin 15.....	63
Ilustración 41: Vista X-Z pendiente 8% modelo Marvin 15	64
Ilustración 42: Vista Y-Z pendiente 8% modelo Marvin 15	64
Ilustración 43: Vista X-Y pendiente 8% modelo Marvin 15.....	65
Ilustración 44: Vista X-Z pendiente 9% modelo Marvin 15	66
Ilustración 45: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin 15	66
Ilustración 46: Vista X-Y pendiente 9% modelo Marvin 15.....	67
Ilustración 47: Vista X-Z pendiente 10% modelo Marvin 15	68
Ilustración 48: Vista Y-Z pendiente 10% modelo Marvin 15	68
Ilustración 49: Vista X-Y pendiente 10% modelo Marvin 15.....	69
Ilustración 50: Vista X-Z pendiente 11% modelo Marvin 15	70
Ilustración 51: Vista Y-Z pendiente 11% modelo Marvin 15	70
Ilustración 52: Vista X-Y pendiente 11% modelo Marvin 15.....	71
Ilustración 53: Vista X-Z pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio	72
Ilustración 54: Vista Y-Z pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio	72
Ilustración 55: Vista X-Y pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio.....	73
Ilustración 56: Vista X-Z pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio	74
Ilustración 57: Vista Y-Z pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio	74
Ilustración 58: Vista X-Y pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio.....	75
Ilustración 59: Vista X-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio	76
Ilustración 60: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio	76
Ilustración 61: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio	77
Ilustración 62: Vista X-Z pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio	78
Ilustración 63: Vista Y-Z pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio	78
Ilustración 64: Vista X-Y pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio.....	79
Ilustración 65: Vista X-Z pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio	80
Ilustración 66: Vista Y-Z pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio	80
Ilustración 67: Vista X-Y pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio.....	81

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Rango de leyes para modelo Marvin 15	27
Tabla 3: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 7%	31
Tabla 4: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 8%	31
Tabla 5: Curvas tonelaje ley modelo marvin 15 con rampa al 9%	31
Tabla 6: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 10%	32
Tabla 7: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 11%	32
Tabla 8: Rango de leyes para modelo Caso de Estudio.....	33
Tabla 9: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 7%	35
Tabla 10: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 8%	36
Tabla 11: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 9%	36
Tabla 12: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 10%	36
Tabla 13: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 11%	37
Tabla 14: Características equipos de transporte	38
Tabla 15: Velocidades CAT 797-F obtenidos de gráfico de rendimiento	40
Tabla 16: Velocidades CAT 789-D obtenidos de gráfico de rendimiento	41
Tabla 17: Calculo consumo de combustible CAT 797-F para resistencia de rodado 2.....	42
Tabla 18: Calculo consumo de combustible CAT 797-F para resistencia de rodado 3.....	43
Tabla 19: Calculo consumo de combustible CAT 789-D para resistencia de rodado 2.....	43
Tabla 20: Calculo consumo de combustible CAT 789-D para resistencia de rodado 3.....	44
Tabla 21: Constantes para obtener tiempos de ciclo	44
Tabla 22: Envoltentes económicas para modelo Marvin 15.....	45
Tabla 23: Envoltentes económicas para modelo Caso de Estudio bajo distintas cotas mínimas .	46
Tabla 24: Envoltentes económicas para modelo Caso de Estudio en una misma cota mínima ...	46
Tabla 25: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F.....	47
Tabla 26: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F.....	47
Tabla 27: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F.....	47
Tabla 28: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F.....	48
Tabla 29: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F.....	48
Tabla 30: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F.....	48
Tabla 31: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D	48
Tabla 32: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D	49
Tabla 33: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D	49
Tabla 34: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D	49

Tabla 35: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D	49
Tabla 36: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D	50

1. INTRODUCCIÓN

La planificación minera corresponde al proceso de ingeniería de minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, lo anterior, de acuerdo con la estrategia de la empresa. (Parra, 2006). En función del horizonte de evaluación, la planificación se puede definir en largo, mediano y corto plazo (Hinrichsen 2015; Vargas, 2011).

En minería a cielo abierto, la planificación a largo plazo sigue una serie de etapas (Whittle J. , 1998; Fourie &Dohm, 1992; Rubio, 2007): Valorización del modelo de bloques, cálculo de una envolvente económica, secuencia de explotación, selección de equipos, diseño operativo, programa de producción y análisis económico. Estas etapas se repiten de forma recursiva hasta generar un negocio minero viable (Whittle D, 2011).

El diseño operativo consiste en incorporar el acceso a cada fase y la conexión entre ellas, de tal manera de obtener la mayor cantidad posible de reservas disponibles. (Diaz, 2017). Los accesos para poder extraer y transportar el material desde el interior del rajo se hacen por medio de rampas, que permiten la circulación de los equipos mineros. Actualmente, es uno de los temas del que poco se escribe en la literatura minera; ya que los planificadores no cuentan con una metodología definitiva para su diseño (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013). Un buen diseño de una rampa debe maximizar el beneficio económico, permitir la correcta operación de los distintos equipos y cumplir las especificaciones geométricas impuestas por la geotecnia del rajo.

La optimización del rendimiento del camión depende de la selección de la pendiente adecuada, especialmente cuando se encuentra mucha elevación vertical. Elegir la mejor pendiente requiere examinar la geometría de la rampa y el rendimiento del camión en pendiente. El tiempo de ciclo del camión es el indicador de rendimiento básico para determinar el grado óptimo, porque el tiempo de ciclo es un indicador directo de productividad. El tiempo también incluye una medida del consumo de combustible. (Tannant D. & Regensburg B. , 2001)

En el presente trabajo se estudia cómo afecta la pendiente de las rampas dentro del proceso de planificación, debido a que es un factor que no se ha estudiado mucho y que se tiende a escoger un valor fijo, generalmente de entre un 8% a un 10%, ya que ha entregado buenos resultados en la experiencia, permite el trabajo correcto de los equipos y el cual puede variar por requerimientos de diseño, de equipos, calidad del camino, geotecnia, entre otros factores; sin embargo, se entiende poco el real impacto de variar este valor y si este es realmente óptimo en cualquier escenario. Por lo mismo y aprovechando el reciente desarrollo de una nueva herramienta de planificación por parte del equipo del laboratorio DELPHOS, la cual permite diseñar de forma rápida rampas en base a modelos de bloques y condiciones de borde, se pretende comparar rampas con distintas pendientes y ver cómo estas afectan en el modelo económico de la mina, desde su envolvente económica general hasta costos operacionales y ritmos de producción.

Se espera que este trabajo sea un punto de partida para poder evaluar de mejor forma la pendiente y que esto contribuya a que las simulaciones y proyectos puedan reducir los costos y mejorar los rendimientos de los equipos.

1.1. Objetivos

1.1.1. Objetivo General

- Analizar los efectos económicos que tiene la elección de un gradiente de rampa sobre el beneficio económico

1.1.2. Objetivos Específicos

- Evaluar el comportamiento de la variable pendiente en el programa de optimización de rampas de DELPHOS
- Generar diseños de rampas a partir de la herramienta de laboratorio DELPHOS, minimizando el error de la variable gradiente y que maximicen el beneficio económico de cada pit y a la vez cumplan con restricciones geométricas de talud minero
- Evaluar como varían las envolventes de los pits al incorporar rampas de acceso con distintas pendientes y como varía el comportamiento de los equipos de transporte de material bajo distintas condiciones de pendiente.
- Realizar el experimento dentro de otro modelo de bloques con distintas características de forma, disposición y tamaño de bloques para analizar como varían los resultados
- Comparar todos los escenarios para obtener una conclusión sobre el efecto de la pendiente sobre los beneficios y costos asociados a ella.

1.2. Alcances

Los alcances del trabajo son:

- Se considera un acceso a cada pit (envolvente) y se trabajará en solo una fase
- Para todos los experimentos, los parámetros económicos se considerarán constantes en el tiempo
- El diseño de rampas de acceso con la herramienta matemática puede considerarse solo como una guía para el diseño geométrico de pits finales óptimos con rampas.
- Los resultados de los costos son aproximaciones basados en formulas del estado del arte y catálogos de equipos, las cuales se utilizan para comparar los distintos escenarios.
- Las pendientes por evaluar son entre el 7% y el 11%.

- Se considera una resistencia de rodado de 2% y 3% que son las condiciones generales de caminos en minas a cielo abierto.
- Los camiones se considerarán cargados al subir y descargados al bajar.
- Las pendientes de las rampas se considerarán constantes en toda su longitud.
- Para los estudios de transporte se consideran camiones diesel marca CAT debido a su tamaño, capacidad y por la completa información disponible en sus catálogos

2. ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS

2.1. Planificación y diseño en minería a cielo abierto

La planificación de actividades busca programar la extracción de los recursos en función de la información disponible en la operación, es decir, a medida que se depura la información se van visualizando los detalles más relevantes de la producción (Vásquez, Galdames & Le-Faux, 2007)

En función del horizonte de evaluación, la planificación se puede definir en largo, mediano y corto plazo (Hinrichsen 2015; Vargas, 2011). La incertidumbre aumenta hacia el largo plazo mientras que el detalle de la información se incrementa en el mediano y corto plazo. A continuación, se hará una breve descripción de estos tres horizontes.

Planificación de largo plazo: define el tamaño, vida de la mina y las reservas mineras. Se calcula una envolvente económica, sobre la cual se establece un plan minero anual, además de el o los métodos de explotación, los ritmos de explotación a lo largo de la vida de la mina, la secuencia de explotación, el perfil de leyes de corte, sumado a la inversión y los costos, de modo de entregar proyectos con diferentes niveles de riesgo a los inversionistas, con la mayor cantidad de información posible. Se incorporan variables más bien promedio y generales, debido a que el tamaño del problema a resolver no permite un mayor nivel de detalle. (Acosta, 2014).

Planificación de mediano plazo: por lo general, abarca un horizonte de tiempo trianual y anual. Genera planes de producción orientados a obtener las metas productivas, definidas en el largo plazo. El resultado obtenido en este horizonte permite adaptar la definición de negocios de la mina mediante el reemplazo de infraestructura, reconocimiento de nuevos recursos, proyectos de contingencia, etc. (Acosta, 2014)

Planificación de corto plazo: el horizonte de planificación es diario, semanal, mensual y trimestral. Se analizan los recursos utilizados en la operación y se definen indicadores de modo de corregir los modelos que sustentan la planificación y así soportar el presupuesto de operaciones de la mina. Se recopila la información operacional para retroalimentar a la planificación de mediano plazo. (Diaz, 2017)

2.2. Metodología tradicional en la planificación a largo plazo

En forma general la metodología general de planificación a largo plazo hasta el plan de producción se puede resumir en

- Determinación de envolvente económica
- Obtención de pits anidados
- Definición de pushbacks
- Determinación del pit final
- Definición de fases
- Diseño de fases
- Planificación de la producción

2.2.1. Determinación de la envolvente económica

Previo a la planificación, se divide el espacio en bloques, para poder discretizar el espacio, asignándole a cada uno características geo-minero-metalúrgicas y una ubicación en el espacio. Al tener el modelo de bloques, se le asigna a uno de estos, un valor económico de extracción, llamado beneficio económico y que representa los ingresos y costos que implican extraer cada bloque, considerando los minerales que contiene, los costos de tratamiento de estos, y los costos de extracción del bloque. Luego, utilizando una metodología optimizante, por ejemplo Lerchs y Grossman, se determina el conjunto de bloques a extraer, lo que llamaremos envolvente económica

Para obtener el beneficio de cada bloque se utiliza la siguiente formula enseñada en la ecuación 1. Se calcula el beneficio de extraer el bloque y llevarlo a planta para ser procesado, extrayendo el mineral que contenga o llevarlo al botadero, considerando el que entregue un mayor valor.

$$B = Max \left\{ \begin{array}{l} [(P - C_r) * R * L * f) - C_m - C_p] * T \\ C_m * T \end{array} \right.$$

Ecuación 1: Beneficio económico de un bloque

Donde:

P = Precio de venta.

Cr = Costos de refinación y venta

R = Recuperación metalúrgica

L = Ley de metal contenido en mineral

f = Factor de conversión de unidades

Cm = Costo mina

Cp = Costo planta

T = Tonelaje (de mineral y estéril).

2.2.2. Obtención de pits anidados

Tomando como base la valorización de cada bloque del modelo, se obtiene una serie de pits anidados empleando, de manera secuencial, el algoritmo de grafos de Lerchs y Grossmann, a través de la aplicación de un factor multiplicador del beneficio asociado a un bloque (ponderador del precio). Dicha metodología, implementada por Whittle entre otras herramientas, busca maximizar en cada secuencia el beneficio total sin descontar de un pit, considerando, además del beneficio neto de un bloque, la ubicación espacial de éstos, pues en cada ejecución del algoritmo se agregan restricciones de precedencia verticales de acuerdo con cierto ángulo de talud (es necesario extraer los bloques de niveles superiores para extraer los de un nivel inferior). El beneficio neto de cada bloque es entendido como la diferencia entre el valor generado al extraer el total de un bloque y los costos asociados a la extracción y posterior procesamiento de él.

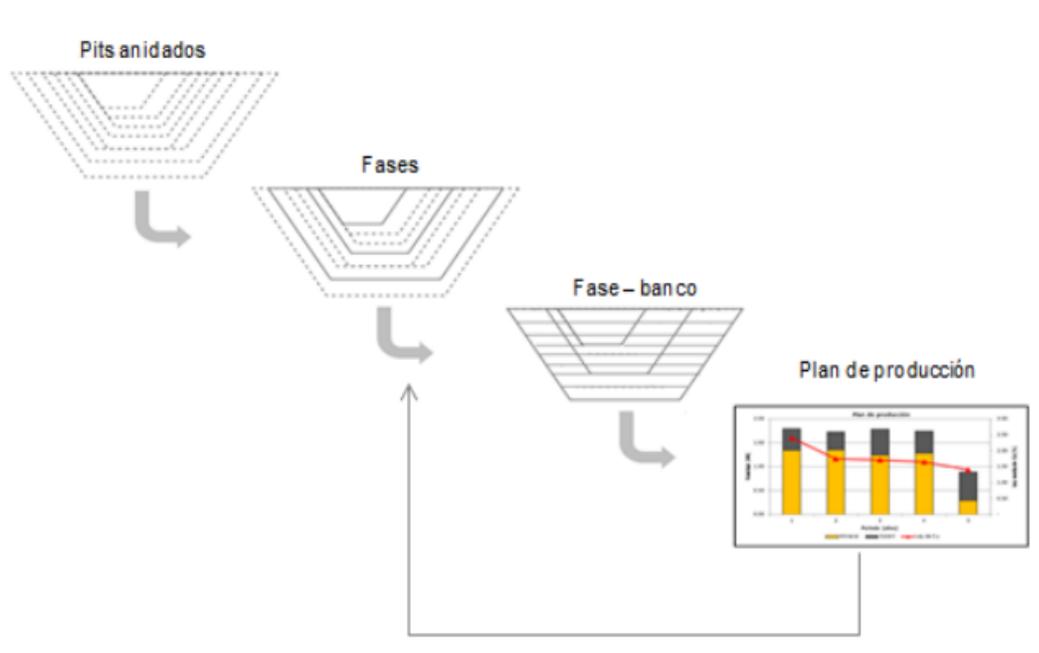


Ilustración 1: Diseño de fases en minería a cielo abierto

2.2.3. Determinación del pit final

Luego de la generación de los pits anidados se efectúa una evaluación económica preliminar para seleccionar el pit final óptimo, para ello se genera un programa de producción donde se fija el precio, ritmo de producción mina y planta, tasa de descuento, gastos de administración y ventas, etc. En esta evaluación se calcula para cada pit anidado el valor presente neto asociado a dos secuencias de extracción, denominadas worst case y best case. El primero corresponde a la elaboración de un plan minero mediante la extracción banco a banco del material que está dentro de la envolvente económica, mientras que el segundo corresponde al plan resultante de la extracción pit a pit del material contenido en la envolvente económica, removiendo los bancos de cada pit en orden descendente. Esto permite dimensionar los dos escenarios extremos que acotan en términos económicos la solución del problema del plan minero de largo plazo (Fourie & Dohm, 1992; Whittle J. , 1998; Castillo, 2009; Whittle D. , 2011).

La extracción banco a banco permite: una operación con gran espacio disponible, buena accesibilidad del mineral en el subsiguiente banco, el trabajo se concentra en el mismo nivel, no hay extracción de material estéril y de mineral en forma simultánea que pueda generar dilución y los requisitos de equipo minero disminuyen hacia el final de la vida de la mina. Sin embargo, su principal desventaja es que los costos operativos son máximos durante los primeros años de operación; justo cuando se requieren más beneficios para manejar intereses y el reembolso de capital (Rubio, 2007), dado por los mayores valores de REM (relación estéril-mineral) en los primeros años de operación.

Para la extracción pit a pit de la Ilustración 3, el método se realiza con caras de trabajo en estéril que se mantienen paralelas al ángulo global de talud, al ir descubriendo el mineral. Esto permite un máximo beneficio en los primeros años de operación y reduce el riesgo de inversión al extraer una mayor cantidad de mineral al principio, para extraer más estéril en fechas futuras (Rubio, 2007). Este método es muy popular cuando el costo mina es bajo o el REM de corte es probable que cambie en el corto plazo (Fourie & Dohm, 1992), dado por los menores valores de REM en los primeros años de operación. Sin embargo, su desventaja es la impracticabilidad de operación; con un gran número de bancos apilados y estrechos simultáneamente, para satisfacer las necesidades de producción.

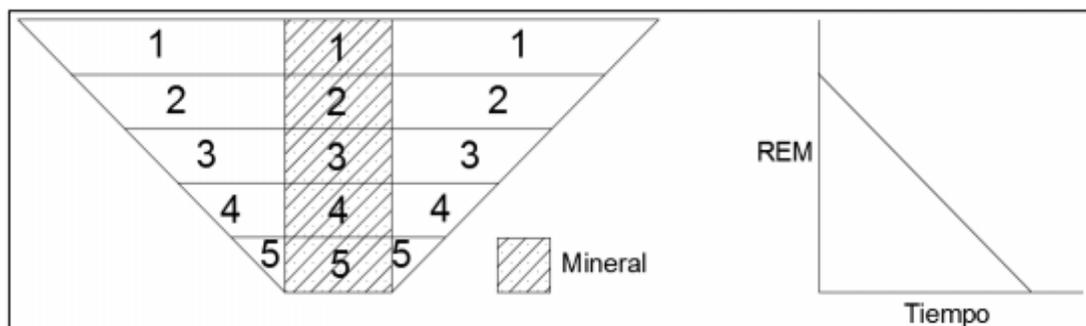


Ilustración 2 Diagrama del "Worst Case"

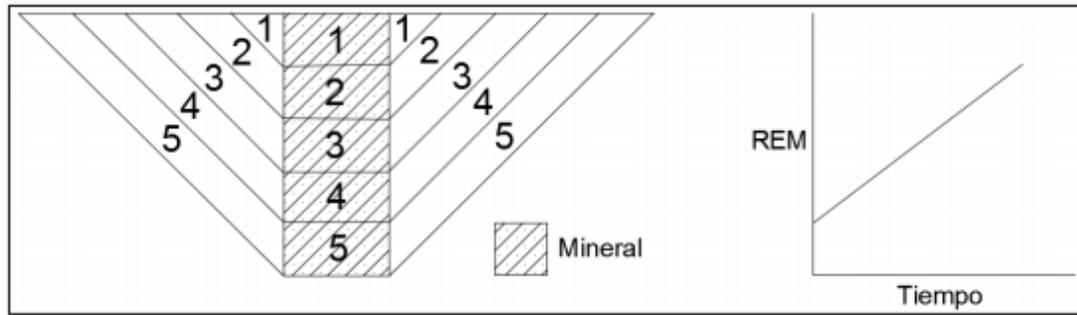


Ilustración 3 Diagrama del "Best Case"

2.2.4. Definición de pushbacks

A partir de los pits anidados es posible determinar unidades preliminares de diseño denominadas pushbacks, las cuales agrupan ciertos pits anidados como subconjunto del pit final, donde estos conformarían fases preliminares (Parra, 2015; Whittle D. , 2011). La secuencia de extracción de estos pushbacks, denominada Specified Case, es normalmente una alternativa que se encuentra entre el best case y el worst case, y que por tanto se asemeja a un plan minero real (Whittle J. , 1998).

La elección del pit final óptimo dependerá de los objetivos estratégicos de la compañía minera y del criterio que utilice el planificador (Hinrichsen, 2015; Vargas, 2011). A su vez, una vez conocidos los límites de este pit es posible determinar a priori la ubicación de botaderos, infraestructura externa, etcétera (Alfaro, 2009).

2.2.5. Definición de fase

Cada fase corresponde a un subconjunto de pits anidados dentro del pit final elegido anteriormente, al dividir el pit, se pueden evaluar y escoger estrategias de explotación y definir en qué momento extraer cada área para cumplir ciertos objetivos, tales como adelantar el acceso a minerales de alta ley o mantener la alimentación de la planta constante. El orden en que se desarrollen define la forma y secuencia en que se explote cada área del pit. Aunque son parte del mismo plan de producción, puede haber más de una fase en operación a la vez, esto para que mientras una ya alcanzó el mineral, la otra extrae el estéril para alcanzarlo, de la tal forma que la alimentación a la planta sea constante y óptima a lo largo de la vida de la mina. Para esto hay que secuenciar las fases para que puedan funcionar operativamente sin interferir unas con otras.

2.2.6. Diseño de fases

El diseño de fases debe cumplir tanto con requerimientos operacionales (espacios) como con requerimientos geomecánicos, que permitan incorporar parámetros geométricos del talud entre los cuales cabe mencionar: ángulos de talud a escala de banco e inter-rampa, y anchos de bermas. Su realización se lleva a cabo comúnmente utilizando un software de diseño, siendo una etapa que depende en gran medida para su éxito de la experiencia del planificador (Acosta, 2014). Estas fases definen de manera más realista, el avance temporal de los límites de la mina (Dagdelen, 2001); es decir la secuencia de explotación del yacimiento.

Si bien no existe mayor testimonio explícito en la literatura que otorgue algún criterio para la construcción de las fases (Acosta, 2014), hay principios comúnmente utilizados en las faenas que sirven como directriz y que, por lo general, son adquiridos a través de la experiencia. Sin embargo, es importante resaltar que no hay argumentación acabada que permitan concluir que alguno de estos principios sea el más adecuado para el diseño de fases. Como guía en su diseño es posible utilizar la información generada de los pushbacks en la etapa anterior, además de las restricciones operacionales, tales como el ancho mínimo de fase, la estabilidad geomecánica de las fases, entre otras.

El primer objetivo de diseñar fases es lograr la flexibilidad del programa de producción, disponiendo de más frentes de trabajo para extraer material (Alfaro, 2009), de modo de atenuar posibles problemas operacionales, geomecánicos o fallas en la estructura de recursos. El segundo objetivo es que sirven de guía para estructurar un orden de extracción durante la vida de la mina (Acosta, 2014), permitiendo una alimentación constante de material a proceso. Otro de los objetivos es lograr maximizar los objetivos estratégicos de la compañía (Parra, 2006), teniendo presente las restricciones operacionales existentes.

Una vez que se obtiene el resultado de la etapa anterior, se procede a incorporar los caminos de acceso a cada uno de los bancos de las fases, este proceso es denominado diseño operativo de fases (Vargas, 2011), para ello los equipos mineros deben haber sido previamente seleccionados. Estos caminos constituyen la ruta de transporte de mineral y estéril desde las zonas de excavación activa hasta el borde superior del rajo.

El diseño operativo se ve afectado por la tendencia actual a la cada vez mayor profundidad de las minas, lo que aumenta la distancia de transporte; y a las economías de escala, lo que afecta el tamaño de los equipos (Thompson & Visser, 2006). Esto se suma al desafío de mantener en buenas condiciones estos caminos para disminuir costos y mantener las condiciones de seguridad adecuadas para el correcto traslado de los equipos.

2.2.7. Planificación de la producción

Luego del diseño operativo de las fases, se suaviza el plan de producción antes calculado, adecuándolo a las condiciones actuales del diseño operativo de la mina. Uno de los problemas que pueden presentarse, es que, al momento de construir las fases, hay que tomar en consideración restricciones de capacidad y, en especial, restricciones del tipo mezcla, lo que puede desembocar en que las fases diseñadas no se correspondan con fases “eficientes”, debido a que hay que adecuarse a estas “nuevas consideraciones” en el cálculo del plan de producción. Casos donde se deban tener presente estos asuntos son, por ejemplo, cuando el rendimiento de procesamiento es sensible a la dureza de la roca o a la presencia de impurezas, o bien cuando la recuperación del elemento de interés se ve afectado por materiales perjudiciales como arcillas. Debido a esto, el rendimiento final de la operación se ve disminuido al tener que adecuarse a dichas condiciones.

Para poder ingresar a los distintos sectores de la mina se diseñan caminos, estos accesos son llamados rampas (también denominado por autores de habla inglesa como “caminos de transporte”), y su ubicación puede estar dentro o fuera de los límites de pit final óptimo (o ambos a la vez), lo que impacta en los ángulos del rajo y la cantidad final de material mineral y estéril a ser removido desde la mina (Wetherelt & Van der Wielen, 2011; Alfaro, 2009; Atkinson, 1992).

El trade-off entre la cantidad de mineral y estéril a remover o dejar de extraer, es inevitable al incorporar la rampa en el diseño operativo (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007), y puede ser visto en el esquema de la Ilustración 4. En este caso la rampa transita por un banco de referencia intermedio, el cual puede ser seleccionado en base a algún criterio, como por ejemplo, escoger el banco con mayor aporte de fino al proyecto o el que permita maximizar el flujo final del proyecto; lo cual produciría una menor reducción de la extensión horizontal en los últimos bancos y un menor aumento de la extensión horizontal en los bancos superiores; en comparación al caso de escoger un banco de referencia en una zona más superior o inferior del rajo. Como resultado, generalmente se tiene un diseño de pit con rampa que posee ángulos globales mayores con respecto al pit final óptimo (Atkinson, 1992).

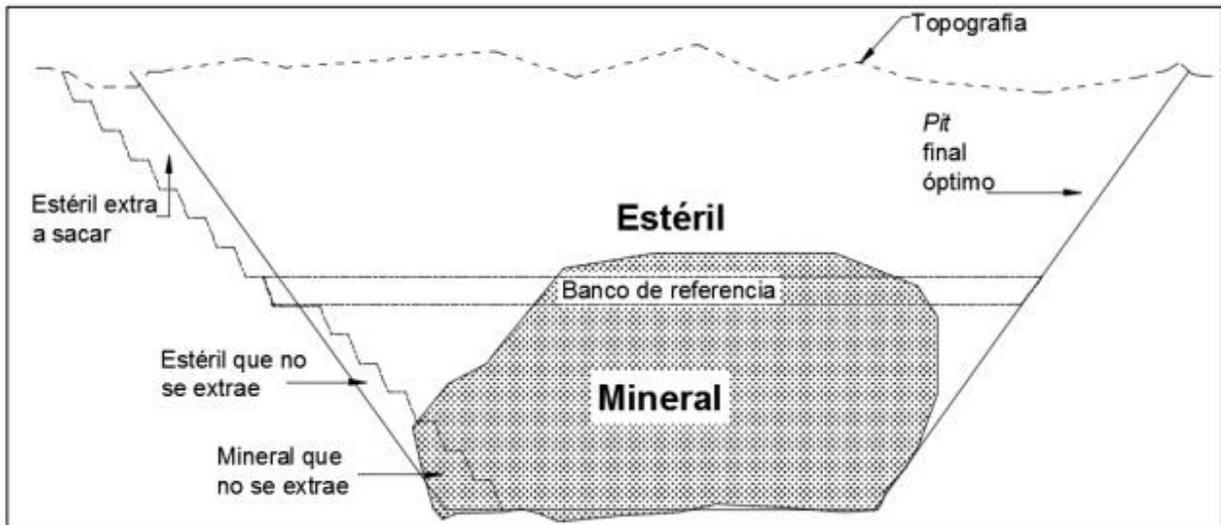


Ilustración 4: Incorporación de la rampa en el diseño

Una mina de rajo requiere coordinar la ejecución de sus actividades productivas diarias con la ejecución de actividades de construcción y habilitación de rampas de acceso, las que deben satisfacer las siguientes restricciones (Vásquez, Galdames, & LeFeaux, 2007; Atkinson, 1992):

- Permitir el acceso libre, seguro y a tiempo a una zona determinada, de acuerdo con el programa de producción. Esta tarea no es tan sencilla, especialmente en condiciones en que se realizan variadas actividades en el mismo sector, por lo que su planificación debe generar el menor impacto negativo en el resto de la operación.
- Cumplir con las restricciones geométricas de los equipos y las actividades de transporte, de modo de garantizar que los equipos que circulen por las rampas lo hagan en condiciones seguras para su operación, y evitando su deterioro prematuro.
- Cumplir con las restricciones geomecánicas del sector, ya que se debe estar exento de cualquier riesgo de inestabilidad en la mina.
- Permitir la realización de actividades paralelas en completa seguridad.

En base a todas las características técnico-económicas que conlleva la construcción de rampas, un buen diseño y posterior gestión puede representar una influencia positiva en el historial de seguridad, la rentabilidad y el compromiso ambiental de una mina (Wetherelt & Van der Wielen, 2011). La rampa en la mina es un activo y debería, junto con los camiones de transporte que la utilizan, ser diseñada óptimamente y su mantenimiento rutinario ser manejado en consecuencia (Thompson R. , 2011).

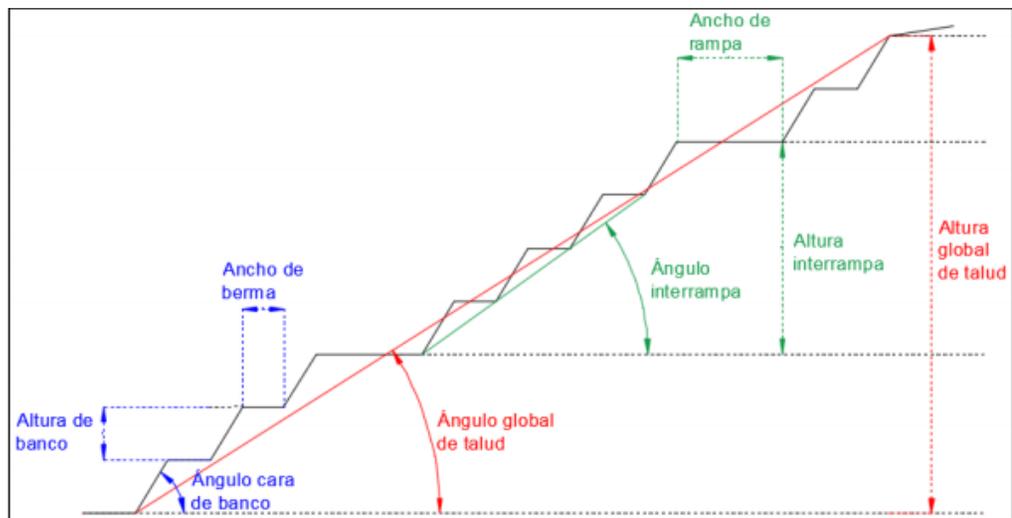
Un buen diseño de la geometría de una rampa, debe cumplir con todas las especificaciones geométricas impuestas por geotecnia y, además, entregar el mayor beneficio económico posible (Thompson R. , 2011), contenido en las reservas del diseño de pit con rampa. Esta disposición geométrica debe considerar: el escenario económico con el que se evalúa el pit final óptimo, los equipos que transitarán la rampa, el plan minero, el área del pit y el área que comprende el mineral.

2.2.8. *Componentes geométricos de talud minero*

Toda mina explotada por rajo abierto define, para su estabilidad y permanencia en el tiempo, componentes geométricos de talud, que permitirán diseñar los límites reales de la mina, así como los accesos a cada una de las fases. Las tres principales unidades de diseño geométrico que se pueden observar en la mayoría de las minas explotadas a rajo abierto son:

- Banco: son cruciales en una operación ya que acomodan las áreas activas de perforación y tronadura (Wetherelt & Van der Wielen, 2011). Los bancos se pueden dividir en bancos de trabajo e inactivos (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013). Los bancos de trabajo están en proceso de extracción de material, mientras que los bancos inactivos, son los restos de los bancos de trabajo dejados en su lugar para mantener la estabilidad de la pendiente del rajo. Entre estos bancos principales, bancos de berma se dejan en su lugar para evitar que el material que descienda en cascada y comprometa la seguridad en las áreas activas de una operación (Wetherelt & Van der Wielen, 2011; Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013).
- Rampa: ruta de transporte de material desde las zonas de excavación activa hasta el borde superior del rajo.
- Altura global de talud: es la máxima extensión vertical y lateral del rajo. Se diferencia del pit final (envolvente económica) ya que incorpora los accesos (rampas).
- Altura de banco: se elige en función de los equipos de operación con que se dispone y la selectividad escogida. La altura máxima de operación del equipo de carguío es un factor determinante para seleccionar la altura de un banco en una explotación de rajo abierto (Alfaro, 2009; Atkinson, 1992).
- Ancho de berma: corresponde a la distancia horizontal medida entre la cresta de un banco y la pata del banco superior. Es un componente de seguridad para toda la mina, permitiendo la contención de desprendimiento de material o la caída de rocas desde bancos superiores (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015; Atkinson, 1992).

- Ángulo cara-de-banco: formado por el plano horizontal (continuidad exterior de la berma) y la pared con que el talud corta al banco en sus extremos.
- Altura interrampa: Al hacer un corte vertical, es la altura medida entre dos rampas.
- Ancho de rampa: está determinada por los equipos que la transitan (Atkinson, 1992; Thompson R., 2011), siendo lo suficientemente ancha para evitar interferencias de estos, más ciertos componentes necesarios para satisfacer la seguridad y el drenaje de la operación.
- Ángulo interrampa: inclinación medida entre la pata del banco inferior y la pata del banco superior, para el segmento de bancos contenidos entre: rampas, la base del pit y la intercepción del talud con la superficie topográfica original.
- Pendiente de rampa: es la inclinación máxima con respecto a la horizontal para el diseño de una rampa (no mostrada en la Ilustración 5). Debe asegurar que los camiones no presentarán problemas al transitar cargados o descargados. Puede tomar valores de 0 [%], para definir descansos. Es importante mantener la pendiente tan constante como sea posible para hacer la operación del camión más fácil y eficiente (Wetherelt & Van der Wielen, 2011).
- Altura global de talud: altura proyectada en la vertical entre la pata del banco más profundo del pit y la cresta del banco que intersecta a la superficie topográfica original.
- Ángulo global de talud: inclinación medida entre la pata del banco más profundo del pit y la cresta del banco que intersecta la superficie topográfica original.



- Ilustración 5: Ángulos de diseño

La determinación de estos componentes 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 en el talud (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015).

2.2.9. Cálculo de ancho de rampa

La pendiente, el ancho y los radios de curvatura de cada tramo deben ser tal que los equipos que circulen por la rampa puedan alcanzar sus rendimientos productivos sin sufrir deterioros en su funcionamiento o estructura ni riesgos en la operación. El ancho de rampa debe permitir suficiente espacio para el número requerido de caminos de transporte y todas las características asociadas de seguridad y drenaje. Los vehículos más anchos propuestos determinan el ancho de la rampa (Thompson R. , 2011; Atkinson, 19 1992); las dimensiones de las bermas de seguridad y canales de drenaje también se añaden al ancho de la rampa para determinar el ancho de construcción requerido.

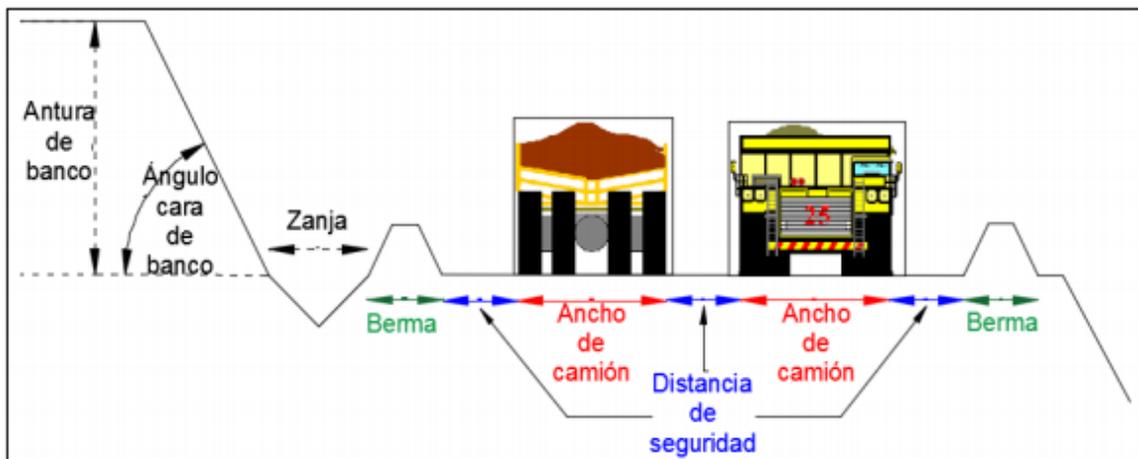


Ilustración 6: Diseño de banco

De la Ilustración 6, la descripción de los elementos geométricos que definen el ancho de rampa son descritos a continuación:

- Zanja [Z]: es una excavación en el camino para el drenaje, donde las condiciones climáticas e hidrogeológicas determinan su utilidad. Generalmente es complementada por una pendiente transversal en el camino (Thompson R. , 2011; Atkinson, 1992). Es un elemento de seguridad que evita accidentes por presencia de líquidos en la vía, así como la disminución de los costos del mantenimiento de caminos.
- Berma [B]: también llamado pretil para diferenciarlo de las bermas del talud minero es un elemento de seguridad en la rampa para detener los equipos en los extremos, en caso de potenciales caídas, y evitar accidentes. Una berma con una altura de por lo menos la mitad de la rueda del camión más grande que transita en el área, es una dimensión generalmente requerida por las regulaciones mineras (Wetherelt & Van der Wielen, 2011).

- Distancia de seguridad [D]: longitud mínima requerida para evitar posibles choques entre camiones en cruce frontal (Atkinson, 1992) y permitir el paso con holgura del camión por el camino de transporte.

2.2.10. Cálculo de ángulo global de talud minero

Para calcular la pendiente media del rajo en una sección dada de la pared del rajo, se debe conocer la siguiente información (Whittle D., 2011):

- El ancho de diseño de las rampas, el cual debe tener en cuenta los tipos de equipo a utilizar, la altura y los márgenes de seguridad, la necesidad y utilidad de drenaje, así como los requisitos de estabilidad geomecánica del talud.
- El número de veces que se espera que la rampa cruce esta sección de la pared.
- La altura de la pared desde la base del rajo hasta el borde del rajo.
- El ángulo interrampa entregado por la geotecnia.

Para poder ejemplificar el cálculo del ángulo global de talud minero, se presenta el siguiente esquema, que representa un un corte vertical del talud, donde cruzan dos rampas de un ancho equivalente a 3 bloques (indicadas en color rojo).

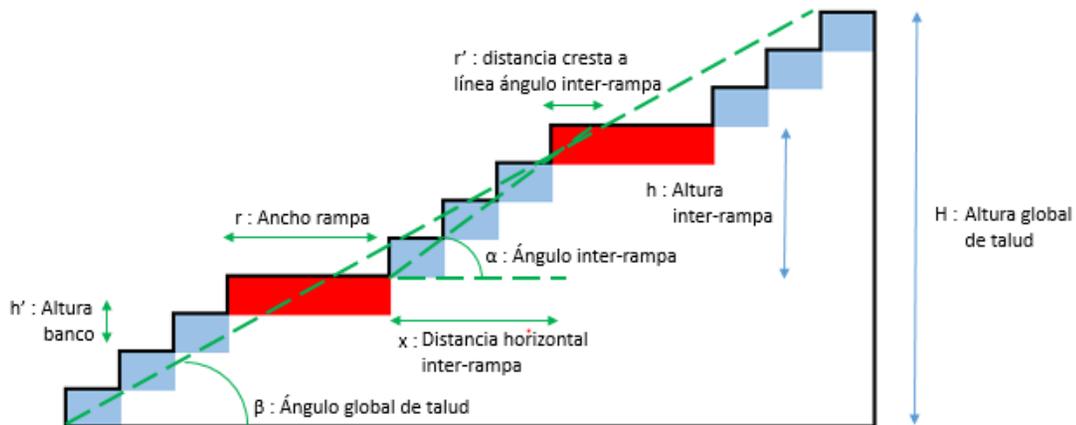


Ilustración 7: Cálculo de ángulo global de talud luego de incorporación de rampa

Basado en la Ilustración anterior es posible obtener la Ecuación.

$$\tan \beta = \frac{H}{(N + 1)x + N(r - r')}$$

Ecuación 2: Ángulo global de talud

Donde; β es el ángulo global de talud, H es la altura global del talud, N es el número de rampas presentes en el talud, x es la longitud horizontal entre rampas, r es el ancho de rampa y r' es la distancia horizontal entre la cresta de la rampa y la línea formada por el ángulo interrampa que cruza a la rampa.

También, de la Ilustración es posible obtener las Ecuaciones

$$\tan \alpha = \frac{h}{x}$$

Ecuación 3: Ángulo interrampa, forma 1

$$\tan \alpha = \frac{h'}{r'}$$

Ecuación 4: Ángulo interrampa, forma 2

$$H = (N + 1)h$$

Ecuación 5: Altura global del talud

Donde; α es el ángulo interrampa, h es la altura interrampa, y h' es la altura de banco. Sustituyendo las Ecuaciones 3, 4 y 5 en la Ecuación 2, se obtiene la Ecuación 6. Esta ecuación expresa el ángulo global de talud como una función del ángulo inter-rampa, el número de rampas presentes en un perfil de talud, el ancho de rampa, la altura global de talud y la altura de banco.

$$\tan \beta = \frac{H}{\frac{H}{\tan \alpha} + N(r - \frac{h'}{\tan \alpha})}$$

Ecuación 6: Ángulo global de talud respecto al ángulo interrampa

Esta ecuación puede ser aplicada tanto para diseños de pit final óptimo a nivel de bloques, como a diseños más realistas (Whittle D. , 2011).

2.3. Planificación y diseño de rampas a cielo abierto

El diseño de rampas en minería a cielo abierto se divide, tal como muestra la ilustración 8, en cinco etapas: etapa de diseño básico, etapa de diseño geométrico, etapa de diseño estructural, etapa de diseño funcional y etapa de diseño de mantenimiento y manejo. (Thompson R., 2011)

- Etapa de diseño básico: se analizan los datos de entrada para definir la rampa, como por ejemplo el tipo de camión a utilizar con su respectiva capacidad, la vida esperada para el camino, el tipo de camino requerido, los materiales disponibles, etc.
- Etapa de diseño geométrico: analiza los datos en profundidad utilizando las dimensiones de los camiones para definir las características dimensionales de la rampa tanto vertical como horizontalmente: el ancho de la rampa, la distancia de frenado y de visión, bermas drenaje y todos los componentes de rampa.
- Etapa de diseño estructural: estudia los esfuerzos asociados a la rampa, características mecánicas y geomecánicas, vida del camino según tráfico esperado, material in-situ, etc.
- Etapa de diseño funcional: evalúa, como su nombre lo dice, la funcionalidad de las características antes estudiadas y si pueden operar en la realidad.
- Etapa de mantenimiento y manejo: estudia los servicios asociados a la operación de la rampa y cuanto afectara su diseño en el desgaste de los equipos y el camino.

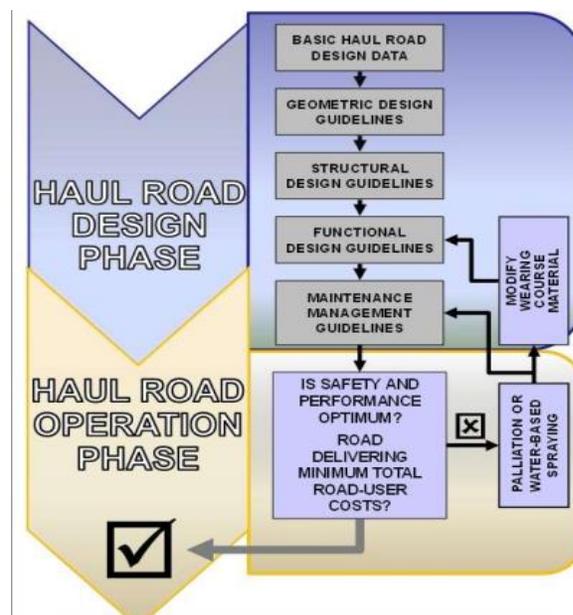


Ilustración 8: Etapas para el diseño de la rampa (Thompson R., 2011)

2.4. Gradiente de rampa y factores en que influye

2.4.1. Gradiente de rampa

El gradiente de rampa o pendiente de rampa vertical es la inclinación que tiene la rampa y usualmente se mide en porcentaje, aunque también se puede medir en grados. Como se mencionó anteriormente es una variable muy importante debido a que afecta directamente en varias variables de operación en el transporte dentro de la mina. En forma general se puede observar que si se varía la gradiente cambia inmediatamente:

- La distancia por recorrer (para subir una cota verticalmente)
- La velocidad que puede alcanzar los camiones por pendiente y roce
- La potencia de motor requerida

Y estos factores afectan en:

- Los tiempos de ciclo
- El consumo de combustible
- El desgaste de los caminos
- El desgaste de los equipos

Es decir que variar el gradiente tiene un efecto directo dentro del cálculo del costo y beneficio operacional en la mina, algo que ha sido estudiado individualmente pero no en su conjunto.

Actualmente se utilizan gradientes que varían según los equipos utilizados y normativas entre el 5% y el 13% para todo tipo de caminos y 8% a 10% en las rampas de acceso, un número de pits operando a 10% puede ser tanto favorable como desfavorable para el transporte. Una pendiente de 8% es preferible para proporcionar más libertad en la construcción del camino y el ajuste de las entradas al banco. (Couzens, T. R. (1979))

2.4.2. Resistencia de Rodado (*Rolling Resistance*) y Gradiente Efectivo

Otra variable que está muy relacionada es la resistencia de rodado que es la resistencia a la cual se ve afectado el camión para mantener una velocidad y depende de las características materiales con que está compuesta la rampa y el desgaste de esta.

Por otro lado, el gradiente efectivo es el gradiente de la rampa a la cual se suma o resta la resistencia de rodado dependiendo si la rampa va en subida o bajada.

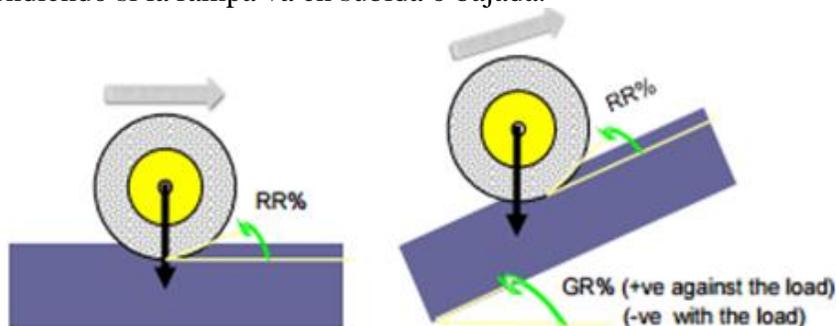


Ilustración 9: Gradiente efectivo

Cuando el equipo sube la pendiente:

$$\text{Gradiente efectivo (\%)} = \text{Gradiente (\%)} + \text{Resistencia de rodado (\%)}$$

Ecuación 7: Gradiente efectivo en pendiente positiva

Cuando el equipo baja la pendiente:

$$\text{Gradiente efectivo (\%)} = \text{Gradiente (\%)} - \text{Resistencia de rodado (\%)}$$

Ecuación 8: Gradiente efectivo en pendiente negativa

La siguiente tabla muestra valores de resistencia de rodado para distintos tipos de caminos

Superficie del terreno	Resistencia a la rodadura (con pendiente equivalente)
Asfalto	1,5
Concreto	1,5
Terreno llano, duro y seco, bien mantenido, libre de material suelto	2
Terreno seco, pero no solidamente compacto	3
Terreno suave, sin arar, con escasa mantención	4
Terreno suave, arado	8
Terreno con rellenos poco solidos	8
Terreno profundamente surcado	16
Terreno de ripio muy compacto; seco; libre de material suelto	2
Terreno de ripio no firmemente compacto pero seco	3
Terreno de ripio con material suelto	10
Terreno fangoso, pero sólido	4
Terreno fangoso suave poroso	16
Terreno arenoso con material suelto	10
Terreno nevado y compacto	2,5
Terreno nevado con 4" de profundidad	4,5

Ilustración 10: Ejemplo de valores de resistencia de rodado (Gutiérrez Q. Dionicio, 2013)

Se han hecho estudios para ver cómo afectan el gradiente, la resistencia de rodado y el gradiente efectivo en las variables mencionadas arriba, algunos de los cuales se mostrarán a continuación:

2.4.3. Gradiente, Resistencia de rodado y tiempos de ciclo:

El tiempo de ciclo es una medida de control de producción que representa el tiempo que demora un equipo en cargar el material, transportarlo a su destino, descargarlo y volver al lugar inicial donde cargó. Normalmente incluye tiempos de fila en espera para cargar o descargar, posicionamiento, carga, descarga y el desplazamiento de ida y vuelta.

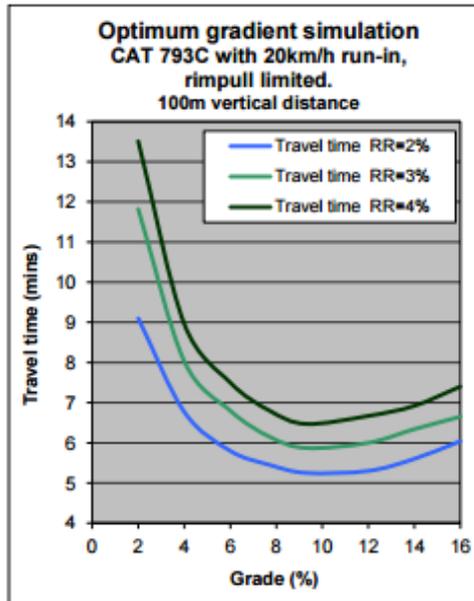


Ilustración 11: Tiempo de ciclo para distintas pendientes (Thompson R., 2011)

Se puede observar en el gráfico que existe una gradiente que optimiza el tiempo de ciclo, con valores muy bajos aumenta la distancia a recorrer por los equipos y con valores muy altos se ve afectada la velocidad máxima de los camiones. Otras variables también afectan, pero en menor medida. Esta relación es fácil de calcular analizando las características de los equipos, las normativas de velocidad y la distancia a recorrer.

2.4.4. Gradiente, Resistencia de rodado, velocidad máxima y potencia del motor:

Como se mencionó anteriormente el gradiente efectivo afecta de distinta forma si este está subiendo o bajando debido a que el camión va a tener que acelerar o frenar, al mismo tiempo al ser una fuerza de roce afecta de distinta forma si está cargado o descargado. El siguiente gráfico muestra cómo se relacionan estas variables

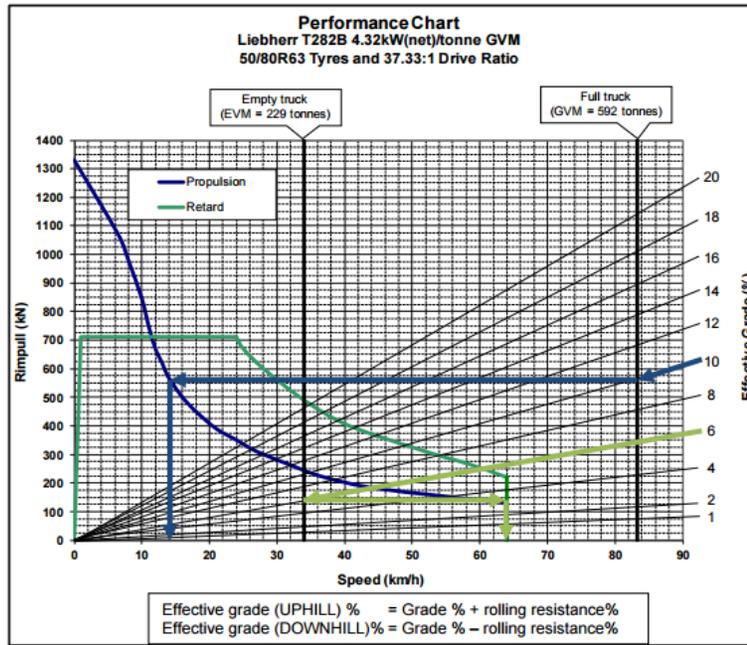


Ilustración 12: Diagrama de desempeño de equipos mineros

Para obtener la velocidad mínima se puede utilizar la siguiente ecuación que ocupa las mismas variables: gradiente, resistencia de rodado y consumo de combustible (Thompson R., 2011)

$$V_{up_{laden}} = \frac{0,367 * \epsilon_t * RPWR * (1 + GR^2)^{0,5}}{GVM * EG}$$

Ecuación 9: Velocidad de equipo en subida y cargado

$$V_{down_{unladen}} = \frac{0,367 * \epsilon_r * RPWR * (1 + GR^2)^{0,5}}{EVM * EG}$$

Ecuación 10: Velocidad equipo en bajada y descargado

Para el consumo de combustible se encontró más de una formula, pero la que se presenta a continuación se utilizaba en varios estudios. (Thompson R., 2011)

$$D_{load}(\%) = \frac{2,72 * V_{laden} * GVM * EG}{RPWR * \epsilon_t * (1 + GR^2)^{0,5}}$$

Ecuación 11: Factor de carga del motor

$$Q_f = F_F * RPWR * \left[\left(\frac{D_{load}}{1,03} \right) + 0,03 \right]$$

Ecuación 12: Consumo de combustible de combustible

Donde:

- $RPWR$ = Potencia de motor neta (kW)
- GR = Gradiente de la rampa (%)
- EG = Gradiente efectivo de rampa (%)
- GVM = Peso equipo cargado (ton)
- EVM = Peso equipo vacío (ton)
- ϵ_t / ϵ_r = Eficiencia de transmisión/retardo (%)
- F_F = Fuel Factor
- $V_{upladen}$ = Velocidad equipo cargado en subida (km/h)
- $V_{downunladen}$ = Velocidad equipo descargado en bajada (km/h)
- D_{load} = Factor de carga de motor
- Q_f = Consumo de combustible (L/h)

2.4.5. Gradiente, resistencia de rodado y mantención de equipos y caminos

La resistencia de rodado está muy relacionada con la mantención de los caminos y equipos, esto debido a que, al aumentar la mantención de los caminos, menor es la resistencia de rodado y los equipos se desgastan menos y por tanto necesitan menos mantención. Por esto es bueno encontrar un equilibrio entre la mantención de los caminos y la mantención de los equipos.



Ilustración 13: Comparación entre el costo de mantención de camino y de equipo (Thompson R., 2011)

2.4.6. Gradiente y distancia de frenado

Esta variable afecta debido a que los equipos deben tener una distancia de frenado mínima por motivos de seguridad, y esta distancia de frenado depende entre otras variables del gradiente de rampa. A continuación, se presenta la ecuación para el cálculo de esta variable

$$D_b = \frac{1}{2} * g * t_{p-r}^2 \sin \theta + V_o * t_{p-r} + \left(\frac{(g * t_{p-r} * \sin \theta + V_o)^2}{2 * g * (U_{min} - \sin \theta)} \right)$$

Ecuación 13: Distancia de frenado

Donde:

- D_b = Distancia de frenado (m)
- g = Aceleración de gravedad (m/s^2)
- t_{p-r} = Tiempo de reacción y freno del conductor (s)
- θ = ángulo de gradiente del camino
- U_{min} = Coeficiente longitudinal de desaceleración (fricción)
- V_o = Velocidad inicial del equipo

2.5. Camiones mineros: velocidades, consumo y distancias de frenado

Los camiones son uno de los principales medios de transporte de mineral en minería a cielo abierto, debido principalmente a que entregan una mayor flexibilidad a la hora de operación y la posibilidad de una inversión en etapas (se pueden ir adquiriendo los equipos a medida que la producción vaya aumentando hasta llegar a su nivel final)

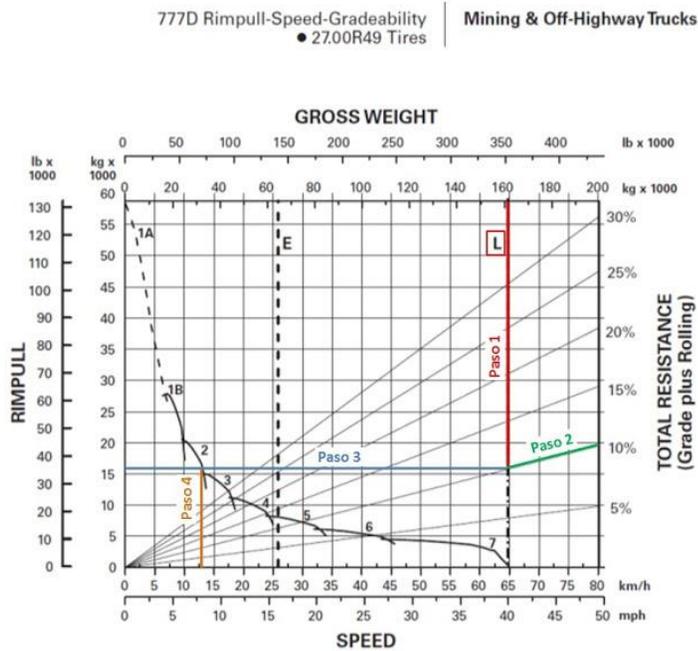


Ilustración 14: Diagrama de desempeño de equipos en subida

Este diagrama (en la imagen para el equipo CAT 777D) sirve para medir la velocidad media y la potencia de motor requerida, a partir de la pendiente, la resistencia de rodado y si el equipo se encuentra cargado o descargado. Software de diseño y planificación a utilizar en el trabajo

2.5.3. *Vulcan*

Vulcan es una herramienta de diseño y planificación minera, tanto en superficie como subterránea. Tiene una variedad extensa de herramientas que permiten modelar distintos procesos mineros y visualizarlos en pantalla, además de poder importar bases de datos y exportar los resultados obtenidos. Para este trabajo se utiliza este programa debido a la capacidad que tiene de generar diseños de pits, la herramienta de incorporación de rampas, la capacidad de poder ingresar los modelos que fueron generados por el programa de generación de rampas de Delphos y porque es un programa que se utiliza en la industria y genera resultados confiables.

2.5.4. *Doppler*

Herramienta computacional de planificación minera a cielo abierto, enfocada en asistir al planificador en la toma de decisiones con el objetivo de maximizar el beneficio económico. Permite la planificación estratégica tradicional mediante cálculo de envolvente económica, generación de pits anidados, selección de fases de producción y obtención de planes mineros, pero también, mediante el agendamiento directo de bloques en el tiempo (Mancilla, 2015). Mantiene toda la información en formato de archivos abiertos para facilitar su auditoría y manejo simple, además, ofrece herramientas de manejo y visualización de modelos de bloques, con el fin de analizar las características del yacimiento y las soluciones provistas.

2.5.5. *Programa de generación de rampas*

Este programa es una herramienta en desarrollo por el laboratorio Delphos que tiene por objetivo principal optimizar el proceso de generación de rampas a base de un pit final (sin rampa), un modelo de bloques y condiciones de borde que definirán sus características. Como resultado se puede obtener una rampa que cumpla con las condiciones deseadas de forma rápida y el nuevo pit final que incluye los cambios que se generaron. Actualmente el programa se encuentra en fase de desarrollo, pudiendo ser capaz de generar rampas de anchos limitados, definiendo una frontera por donde puede avanzar, con distintos diseños de mina y diseños de rampa y en una o más fases.

3. METODOLOGÍA

La metodología de este trabajo se puede dividir en tres etapas, una de investigación del estado del arte, continuando por un trabajo sobre un modelo experimental y por último un trabajo de un modelo basado en un caso de estudio.

3.1. Decisión de los parámetros a medir y herramientas a ocupar

La primera etapa de este trabajo consiste en estudiar qué factores se ven afectados al variar la gradiente y como esto se puede traducir en un beneficio o costo económico. El resultado de esta etapa es seleccionar las variables a estudiar

Al mismo tiempo se realizan experimentos básicos con el programa de generación de rampas para entender sus objetivos, limitantes y decidir cómo se utilizará en el desarrollo del trabajo. Como es un programa en desarrollo se ve las precauciones que hay que tener para utilizarlo y obtener resultados correctos, especialmente en la exactitud con que mide la pendiente y la longitud de rampa, ya que al trabajar en bloques genera un sesgo de diseño con respecto a una rampa continua

3.2. Test de error para decidir tamaño de base de datos a ocupar

Se trabaja utilizando una base de datos “Marvin”, particularmente se utiliza un Marvin de tamaño de bloque de 30m x 30m x 30m y se corta luego para generar un Marvin 15, Marvin 10 y Marvin 5 cortando los bloques: Para generar un Marvin 10, cada bloque de 30m x 30m x 30m se divide en 9 bloques de 10m x 10m x 10m, los cuales son idénticos entre sí y representativos del bloque original, manteniendo los mismos valores que son proporcionales o porcentuales como son la densidad y la ley de cobre, mientras que un noveno de sus valores aditivos como son la masa, el volumen, etc. Con esto se busca estudiar el tamaño de bloques con el cual realizar este experimento, de tal forma que sea lo suficientemente pequeño para tener la mejor calidad de resultados, pero también que pueda ser trabajado por el programa de generación de rampas ya que mientras más pequeños los bloques, es mayor la cantidad que el programa debe trabajar.

3.3. Generación de rampas y validación de su pendiente

Se trabaja primero con la base de datos que describimos anteriormente como Marvin. Este modelo de bloques tiene una forma cónica concéntrica por lo que es más fácil de trabajar para un Pit. Utilizando el programa de generación de rampas se crean varias rampas manteniendo constante el punto de partida y la orientación de la rampa y variando la pendiente, se crean rampas ingresando como valor de entrada un amplio rango de pendientes (entre un 6% y un 15%) ya que como se mencionó anteriormente, el programa no entrega rampas iguales a la pendiente ingresada por trabajar en base a bloques.

Para poder obtener la real pendiente de las rampas generadas en el paso anterior utilizaremos el programa de diseño Vulcan, debido a que este trabaja las rampas de forma continua y no por bloques, para esto se carga el mismo modelo en este programa y se generan rampas desde el mismo punto de partida y orientación, pero con las pendientes 7%, 8%, 9%, 10% y 11%, que son las pendientes con las que se quiere trabajar. Una vez generadas estas cinco rampas, se cargan las

rampas generadas con el programa de generación de rampas, y se van sobreponiendo a las rampas generadas en Vulcan, para así poder encontrar las que coincidan y poder utilizarlas con tranquilidad al haber sido validadas su pendiente y largo.

3.4. Obtención de valores a comparar en las distintas envolventes económicas

Del programa Vulcan se extrae la pendiente de rampa, la cual se considera constante, y en base a esta se calcula la longitud de la rampa (ya que en todas las muestras se mantiene la profundidad constante). Del programa de generación de rampas se extrae el tonelaje total extraído, mineral total, recuperación, tiempo, etc.

Con esto se generan 5 escenarios de pendientes distintas, donde se puede comparar cuanto afecta, con respecto al pit final sin rampa, el diseño de la rampa en el beneficio económico de la envolvente económica, la cantidad de mineral y cantidad de material a extraer.

3.5. Cálculo de valores operacionales

Se escogen dos equipos para estudiar su rendimiento en las rampas generadas, los equipos seleccionados son de la marca Caterpillar (CAT) debido a la disponibilidad de información que la empresa entrega. Para la obtención de los valores operacionales se estimará su velocidad media y consumo de combustible bajo distintas condiciones de pendiente, estado del camino (resistencia de rodado) y si los camiones recorren el camino en subida o bajada y cargado o descargado.

Para este trabajo se evaluarán solo las resistencias de rodadura 2 y 3 puesto que, según la explicación expuesta en la ilustración 10, representan condiciones de camino que podemos encontrar en la mina.

En base a los diagramas de velocidades otorgados por los catálogos de los equipos se calcula la velocidad promedio en base a la pendiente efectiva, si sube cargado o baja descargado entre otras variables. Luego se calcula el consumo de combustible para cada equipo en cada pendiente, condición de camino y la velocidad promedio antes calculada del camino, los tiempos de ciclo, la cantidad de mineral transportado y el consumo de combustible para cada uno de los camiones, con cada pendiente y bajo las dos condiciones de camino.

En resumen, se utilizan las siguientes variables para estudiar el impacto de la pendiente en el consumo de combustible:

- Pendiente: 7%, 8%, 9%, 10% y 11%
- Resistencia a la rodadura: 2% y 3%
- Equipos: CAT 789-D y CAT 797-F

En total, combinando las 3 variables, se obtienen 20 escenarios para poder ser comparados.

3.6. Experimento utilizando una nueva base de datos

Finalmente se replica toda la metodología anteriormente presentada para un caso de estudio utilizando una base de datos de un modelo similar a la mina Andina, este modelo de bloques tiene una forma más irregular, aunque concéntrica, por lo que mostrará como la forma del yacimiento afecta en el resultado. Este modelo cuenta con bloques de 10mx10mx10m.

4. MODELO EXPERIMENTAL MARVIN 15

4.1. Modelo

En base al estudio de tamaño de bloques se decide utilizar el tamaño de bloque 15m x 15m x 15m, debido a que tamaños más pequeños hacen que el programa demore mucho tiempo en procesar y el tamaño de 30m x 30m x 30m obtienen resultados menos exactos. El modelo Marvin 15 es un modelo de bloques de una mina artificial compuesta por 497.761 bloques. Este modelo se ingresa al programa Doppler para generar un pit óptimo utilizando la metodología de Lerchs y Grossman el cual aún no posee ninguna rampa. Para generar el pit se calcula el beneficio económico de cada bloque utilizando los siguientes parámetros:

- Costo mina: 4 usd/ton
- Rf (revenue factor): 0 -1 en un paso de 0.1
- Precio: 2.5 usd/ton
- Factor de conversión 2204.6
- Recuperación: 80% usd/ton
- Costo de venta: 0.3 usd/ton
- Costo procesamiento: 8 usd/ton

Así se obtiene un pit compuesto de 77.873 bloques con una envolvente inicial de 1.656.945.792 USD, un tonelaje de cobre fino de 1.612.273 ton de cobre y una ley promedio de 0,48%

En la siguiente tabla se puede ver la cantidad de bloques dentro de cada rango de leyes:

rango ley	n° bloques
0% - 0,2%	8.341
0,2% - 0,4%	8.919
0,4% - 0,6%	7.362
0,6% - 0,8%	7.326
0,8% - 1%	4.480
>1%	1.549

Tabla 1: Rango de leyes para modelo Marvin 15

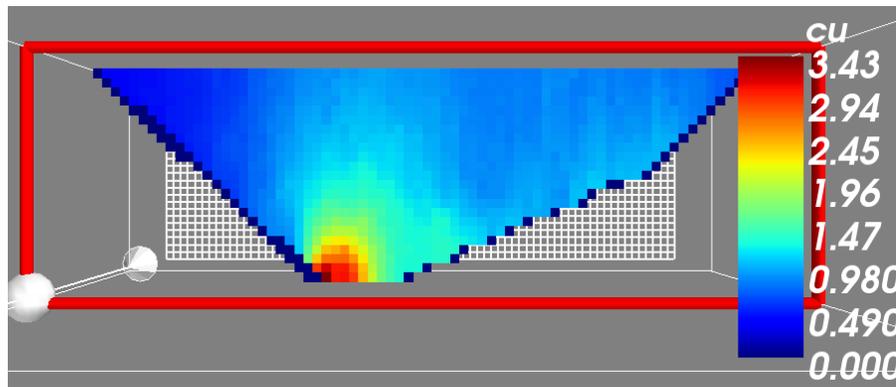


Ilustración 15: Ejemplo de concentración de mineral en modelo

4.2. Rampas generadas

Como se mencionó en la metodología se generaron múltiples rampas para poder después en la validación de rampas obtener las rampas de pendientes 7%, 8%, 9%, 10% y 11%

Para generar estas rampas se utilizó el programa de optimización de rampas proporcionado por el laboratorio DELPHOS, donde a partir del pit obtenido a partir del programa Doppler y una frontera proporcionada por el usuario se genera una rampa. La frontera es el espacio por donde el programa puede generar la rampa, esto se usa para acelerar el proceso ya que restringe el espacio a trabajar, reduciendo el tiempo de procesamiento. Esta frontera puede ser externa al pit, interna o puede incluir espacio dentro y fuera del pit. El usuario debe introducir dentro del programa los parámetros de diseño de la rampa, y el programa, en la medida de lo posible, irá construyendo la rampa dentro de los límites de la frontera. La característica de este programa es que, al automatizar el proceso de diseño de rampas, este es mucho más rápido y permite poder comparar distintos escenarios.

Para el caso de estas pendientes se ocupó un ancho de 30m lo que equivale a un ancho de dos bloques, esto debido a que el programa solo admite anchos de números enteros de bloques y para rampas con un ancho mayor el programa no lograba completar rampas satisfactoriamente. Además, para disminuir los tiempos de procesamiento, la rampa se divide en tres segmentos, el primero donde solo busca en el área de la frontera exterior, un segundo segmento onde busca en ambas fronteras y un tercero donde solo busca en la frontera interior.

Finalmente, el programa entrega un nuevo pit, que varía del pit ingresado ya que contiene en el diseño la rampa por lo que hay bloques de lastre que se agregan y bloques de mineral que se dejan fuera

4.3. Validación de las rampas

Como se explicó anteriormente, el programa de generación de rampa funciona en base a modelos de bloques, por lo que genera rampas que también están compuestas de esta manera, lo que provoca que la pendiente resultante varíe con respecto a la ingresada al programa. Para corregir esto se generan múltiples rampas, con distintas pendientes con diferencias de 0.5%; Paralelamente, en el programa VULCAN, se diseñan, en el mismo modelo de bloques y manteniendo la orientación y punto de partida, 5 rampas con pendientes del 7% al 11%. Luego

se cargan las rampas generadas y se sobreponen para encontrar las que coinciden con estas 5 pendientes.

En las siguientes imágenes se pueden observar en tres dimensiones esta etapa para una rampa de pendiente de 7%, la rampa en color rojo es la generada por el programa de optimización de rampas, mientras que las líneas verdes representan el pit con rampa diseñadas con el programa VULCAN. Solamente se muestran las rampas coincidentes.

- Ejes X-Z

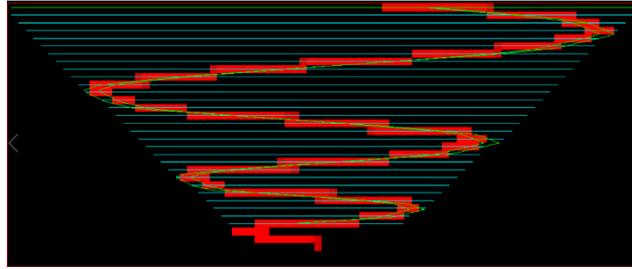


Ilustración 16: Vista lateral X-Z de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15

- Ejes Y-Z

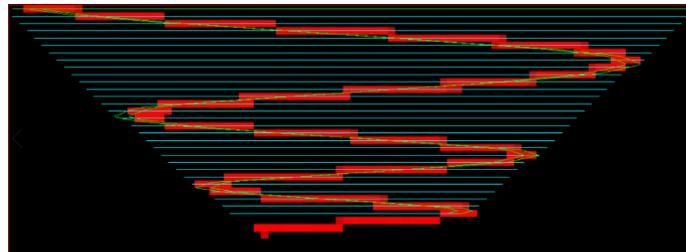


Ilustración 17: Vista lateral Y-Z de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15

- Ejes X-Y

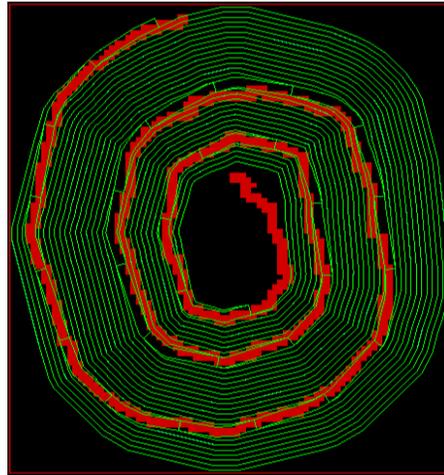


Ilustración 18: Vista en planta de rampas en Vulcan, modelo Marvin 15

El detalle de las imágenes para todas las pendientes se puede encontrar en el Anexo.

4.4. Resultados obtenidos de las rampas

A continuación, se presentan las curvas de tonelaje-ley del pit y a continuación, las tablas y gráficos para cada pendiente de rampa

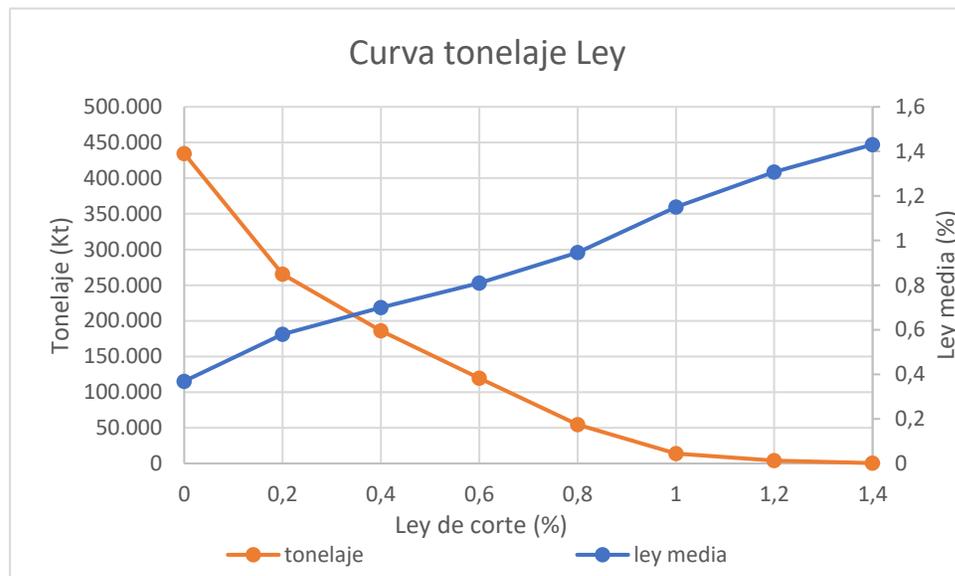


Ilustración 19: Curvas tonelaje-ley para modelo Marvin 15

Pendiente 7%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,369	434.507	81.845
0,2	0,579	265.229	29.570
0,4	0,699	186.075	20.592
0,6	0,809	119.746	13.239
0,8	0,946	54.368	6.010
1	1,15	13.895	1.535
1,2	1,308	4.197	464
1,4	1,431	507	56

Tabla 2: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 7%

Pendiente 8%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,369	438.997	82.452
0,2	0,579	268.243	29.907
0,4	0,698	188.426	20.854
0,6	0,809	121.143	13.394
0,8	0,946	54.583	6.034
1	1,148	14.010	1.548
1,2	1,308	4.197	464
1,4	1,431	507	56

Tabla 3: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 8%

Pendiente 9%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,369	443.646	82.966
0,2	0,579	270.659	30.181
0,4	0,698	190.012	21.033
0,6	0,808	121.801	13.468
0,8	0,946	54.746	6.052
1	1,149	14.010	1.548
1,2	1,308	4.197	464
1,4	1,431	507	56

Tabla 4: Curvas tonelaje ley modelo marvin 15 con rampa al 9%

Pendiente 10%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,369	441.846	82.736
0,2	0,579	270.161	30.130
0,4	0,697	190.115	21.047
0,6	0,808	121.892	13.480
0,8	0,946	54.715	6.049
1	1,149	14.028	1.550
1,2	1,308	4.197	464
1,4	1,431	507	56

Tabla 5: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 10%

Pendiente 11%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,37	441.130	82.266
0,2	0,579	268.622	29.957
0,4	0,697	189.034	20.926
0,6	0,809	121.095	13.391
0,8	0,946	54.655	6.042
1	1,149	13.993	1.546
1,2	1,308	4.197	464
1,4	1,431	507	56

Tabla 6: Curvas tonelaje ley modelo Marvin 15 con rampa al 11%

De estas tablas se puede apreciar que, el tonelaje y ley media, al considerar solo el material con mineral de alta ley se mantiene constante a medida que cambia la pendiente de la rampa, sin embargo, al ir bajando la ley de corte el tonelaje va aumentando y la ley media también. Esto se explica ya que, al incorporar una rampa, esto hace que el diseño del pit cambie, y mientras más baja es la gradiente, más longitud tiene que tener esta rampa para llegar una misma cota vertical afectando más en el diseño. Para este caso, se observa que para sacar el mismo material de alta ley se tiene que sacar más material de mediana y baja ley y la ley media aumenta al aumentar la pendiente. En el ANEXO 1 se pueden encontrar gráficos que muestran como se observa el efecto del cambio de pendiente, sobre el tonelaje y en la ley media, para tres leyes de corte basado en las tablas anteriores

5. CASO DE ESTUDIO

5.1. Modelo

El modelo del yacimiento de estudio está basado en la mina Andina ubicada en la quinta región de Chile, al igual que el modelo anterior tiene el mineral concentrado en el centro, pero su forma es más irregular. Este modelo está compuesto por 136.640 bloques de 10m x 10m x 10m. Utilizando el programa Doppler, se generó un pit óptimo al igual que con el modelo anterior.

El pit generado está compuesto de 23.371 bloques con una envolvente económica de 246.008.278 USD, un tonelaje de cobre fino de 437.141 ton de cobre fino y una ley promedio de 0,72%

Rango ley	N° bloques
0% - 0,2%	0
0,2% - 0,4%	2.424
0,4% - 0,6%	5.521
0,6% - 0,8%	7.028
0,8% - 1%	6.030
>1%	2.351

Tabla 7: Rango de leyes para modelo Caso de Estudio

5.2. Rampas generadas

Se repite el procedimiento, utilizando el programa de generación de rampas se crean rampas de distintas pendientes entre 6% y 15% (recordando que se escoge este rango de pendientes debido a que por el error asociado al programa de generación de rampas, su gradiente real puede ser menor a la ingresada, es decir el 16% podría ser un 11%), para luego ser validadas en el programa Vulcan y ver cuales coinciden con las pendientes del 7% al 11%. Como el tamaño de bloques de este modelo es de 10x10x10 m³, se generan rampas de 20 m de ancho que es el máximo que puede correr el programa de generación de rampas en ese momento. A continuación, se presenta un esquema de lo que se hizo para el caso de la rampa de pendiente 7%. El detalle de las imágenes para todas las pendientes se puede encontrar en el Anexo.

- Ejes X-Z

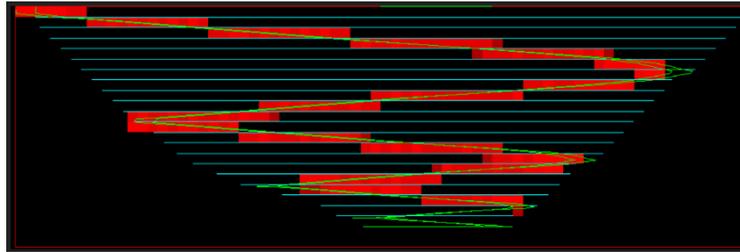


Ilustración 20: Vista lateral X-Z de rampas en Vulcan, modelo de estudio

- Ejes Y-Z

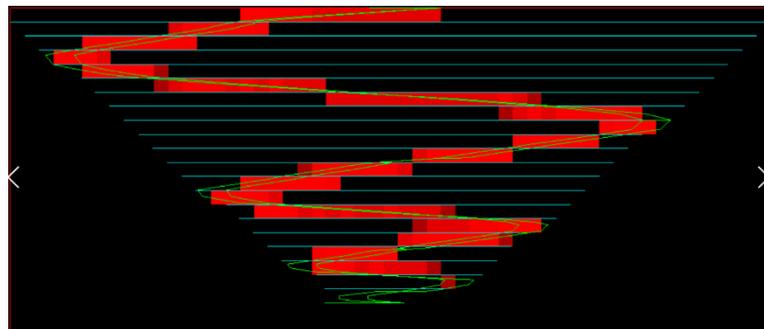


Ilustración 21: Vista lateral Y-Z de rampas en Vulcan, modelo de estudio

- Ejes X-Y

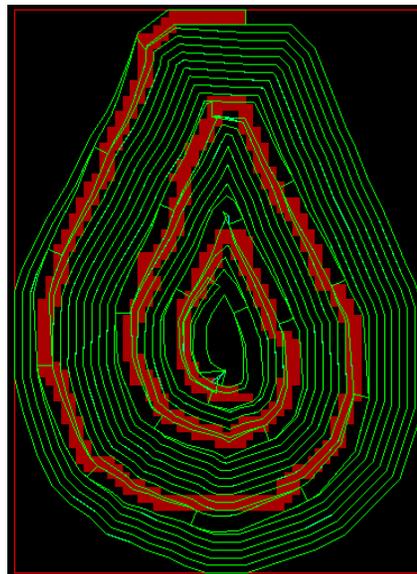


Ilustración 22: Vista en planta de rampas en Vulcan, modelo de estudio

5.3. obtenidos de las rampas

A continuación, al igual que en el modelo Marvin, se presentan las curvas de tonelaje-ley del pit sin rampa y a continuación con las rampas integradas al diseño

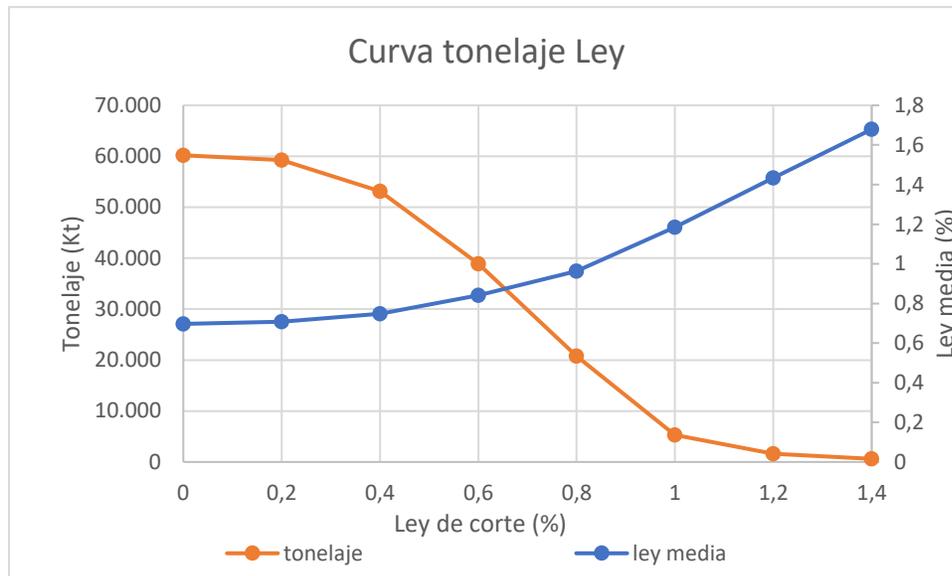


Ilustración 23: Curvas tonelaje-ley para modelo Caso de estudio

Pendiente 7%

Ley de corte	Ley media	Kt	N° bloques
0	0,697	60.203	23.155
0,2	0,708	59.262	22.793
0,4	0,748	53.165	20.448
0,6	0,841	38.927	14.972
0,8	0,964	20.779	7.992
1	1,185	5.270	2.027
1,2	1,434	1.617	622
1,4	1,679	608	234

Tabla 8: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 7%

Pendiente 8%

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,699	60.364	23.217
0,2	0,709	59.446	22.864
0,4	0,75	53.297	20.499
0,6	0,844	38.995	14.998
0,8	0,97	20.826	8.010
1	1,205	5.366	2.064
1,2	1,473	1.758	676
1,4	1,742	718	276

Tabla 9: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 8%

Pendiente 9 %

ley de corte	ley media	Kt	N° bloques
0	0,701	60.540	23.400
0,2	0,712	59.896	23.037
0,4	0,753	53.726	20.664
0,6	0,847	39.426	15.164
0,8	0,974	21.206	8.156
1	1,209	5.639	2.169
1,2	1,471	1.898	730
1,4	1,732	785	302

Tabla 10: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 9%

Pendiente 10 %

Ley de corte	Ley media	Kt	N° bloques
0	0,703	60.614	23.313
0,2	0,712	59.849	23.019
0,4	0,752	53.737	20.668
0,6	0,847	39.426	15.164
0,8	0,973	21.177	8.160
1	1,208	5.603	2.172
1,2	1,473	1.862	730
1,4	1,733	780	302

Tabla 11: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 10%

Pendiente 11%

Ley de corte	Ley media	Kt	N° bloques
0	0,704	60.713	23.351
0,2	0,712	59.987	23.072
0,4	0,753	53.812	20.697
0,6	0,848	39.478	15.184
0,8	0,974	21.281	8.185
1	1,208	5.689	2.188
1,2	1,471	1.906	733
1,4	1,732	785	302

Tabla 12: Curvas tonelaje ley modelo Caso de Estudio con rampa al 11%

Al igual que en el caso anterior, el estéril va aumentando a medida que aumentamos la pendiente, pero en este caso el mineral de alta ley también va aumentando. Esto es debido a que por la forma del pit, cuando la pendiente de la rampa es muy baja, esta no puede llegar a la zona más profunda del pit, no alcanzando ciertos minerales de alta ley que se encuentran en esa zona. En el ANEXO 1 se pueden encontrar gráficos que muestran como se observa el efecto del cambio de pendiente, sobre el tonelaje y en la ley media, para tres leyes de corte basado en las tablas anteriores.

6. ANALISIS DE COSTOS OPERACIONALES

En este trabajo se calculará los costos operacionales en base a los equipos CAT 797-F y CAT 789-D con las siguientes características

Equipo	CAT-797F	CAT-789-D
potencia neta (KW)	2.983	1.566
Peso Cargado (ton)	624	324
Peso Descargado (ton)	274	121

Tabla 13: Características equipos de transporte

Para el cálculo de costos operacionales primero se calcula la velocidad de los equipos bajo distintas condiciones de pendiente y coeficiente de roce utilizando los modelos proporcionados por los catálogos, utilizando los siguientes gráficos:

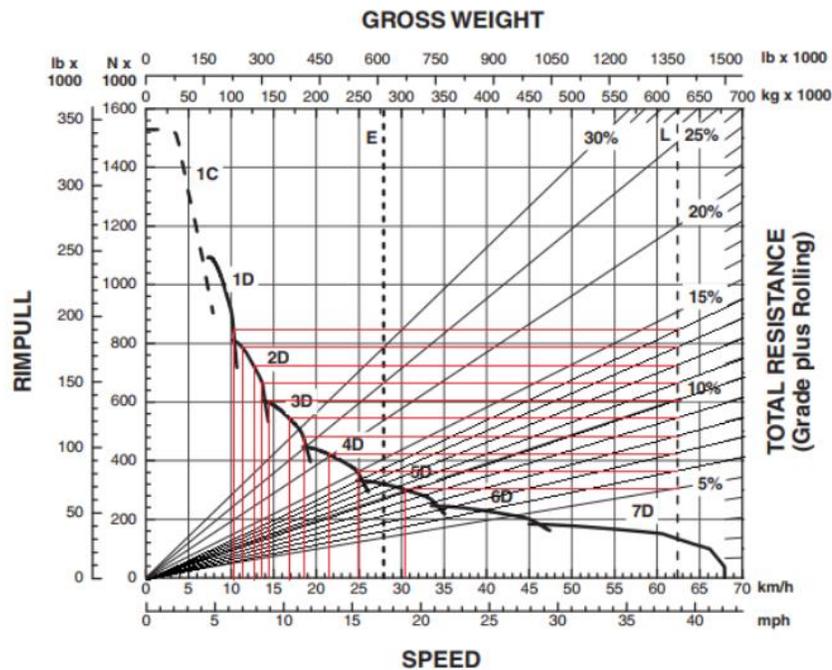


Ilustración 24: Velocidad en ascenso cargado para equipo CAT 797-F

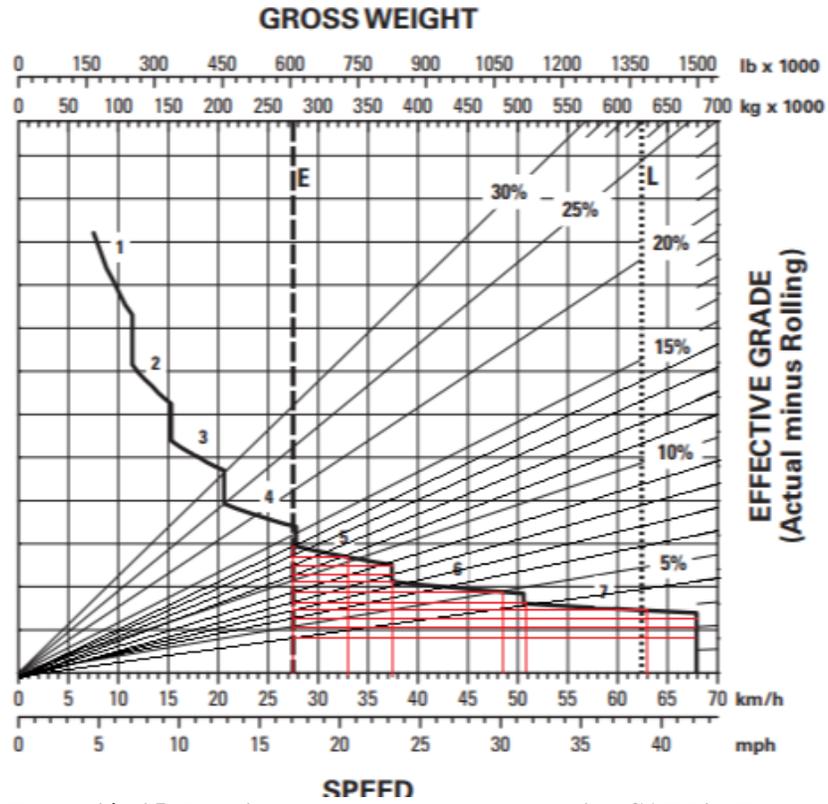


Ilustración 25: Velocidad descenso descargado equipo CAT 797-F

Velocidad en ascenso cargado equipo CAT 789-D

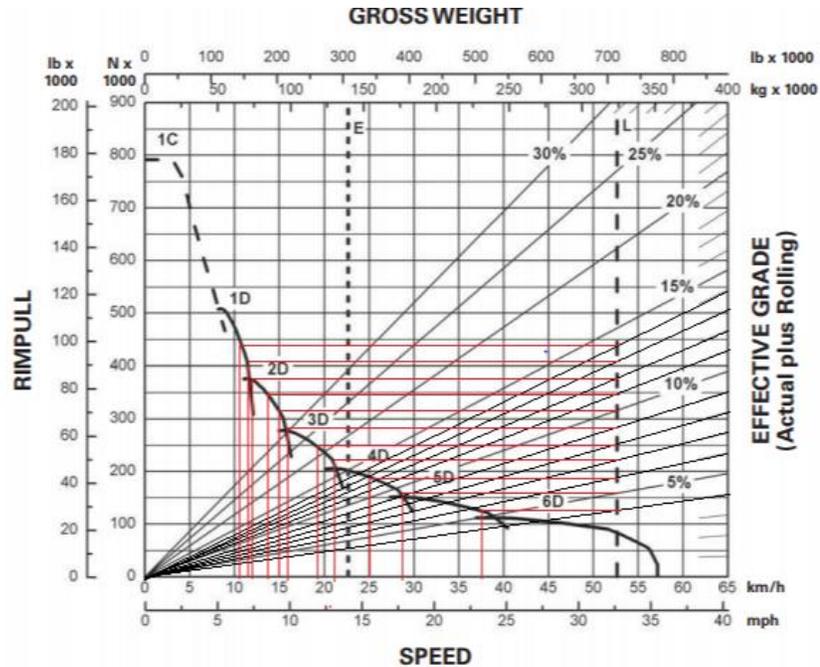


Ilustración 26: Velocidad en ascenso cargado equipo CAT 789-D

Velocidad descenso descargado equipo CAT 789-D

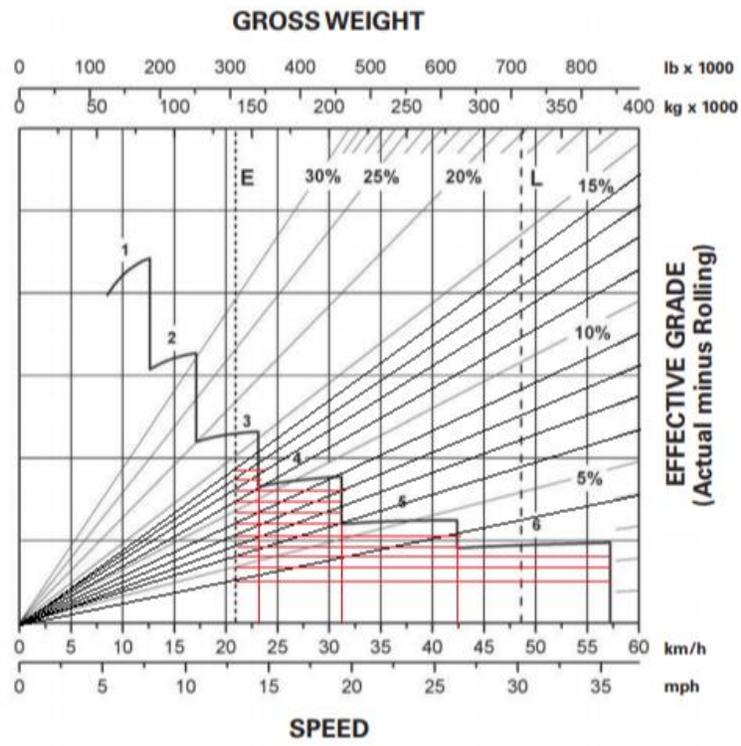


Ilustración 27: Velocidad descenso descargado equipo CAT 789-D

Como resultado se obtienen las siguientes velocidades:

CAT 797-F

Pendiente (%)	Velocidad cargado (km/h)	Velocidad descargado (km/h)
4	37	68
5	30	68
6	25	68
7	21,5	63
8	18,5	51
9	17	48,5
10	14	37,5
11	13	37,5
12	12,5	37,5
13	11,5	33
14	10	27,5

Tabla 14: Velocidades CAT 797-F obtenidos de gráfico de rendimiento

CAT 789-D

Pendiente (%)	Velocidad cargado (km/h)	Velocidad descargado (km/h)
4	37,5	57
5	29	57
6	25	57
7	22	43
8	19	43
9	16	31
10	15	31
11	14	31
12	12,5	31
13	12	23
14	10,5	23

Tabla 15: Velocidades CAT 789-D obtenidos de gráfico de rendimiento

Luego se utilizan los siguientes parámetros y fórmulas para calcular el consumo de combustible

$$D_{load}(\%) = \frac{2,72 * V_{laden} * GVM * EG}{RPWR * \epsilon_t * (1 + GR^2)^{0,5}}$$

$$Q_f = F_F * RPWR * \left[\left(\frac{D_{load}}{1,03} \right) + 0,03 \right]$$

Donde:

V_{laden} : Velocidad equipo cargado

Se calcula para todos los casos, pero si esta supera la velocidad máxima permitida, se utiliza esta última que para este trabajo será de 30 km/h

GVM : Peso equipo cargado

EG : Gradiente efectivo camino

$RPWR$: potencia neta equipo

GR : gradiente camino

F_F : factor combustible = 0.1

Para obtener los valores de los factores de eficiencia de transmisión y Eficiencia de retardo a utilizar en la ecuación de consumo de combustible, se utilizó la ecuación de cálculo de velocidad de la misma fuente, y se buscó que coincidieran los valores de velocidades obtenidos en los catálogos con los obtenidos utilizando la fórmula

$$V_{up_{laden}} = \frac{0,367 * \epsilon_t * RPWR * (1 + GR^2)^{0,5}}{GVM * EG}$$

$$V_{down_{unladen}} = \frac{0,367 * \epsilon_r * RPWR * (1 + GR^2)^{0,5}}{EVM * EG}$$

ϵ_t : Eficiencia transmisión (ascenso) = 0,85

ϵ_r : Eficiencia de retardo (descenso) = 1,15

A continuación, se presentan los cálculos de consumo de combustible nominales tanto en subida como bajada, para distintos gradientes y condiciones de camino. Cabe destacar que este es un consumo que considera que se encuentra en movimiento constante, durante una hora completa. Para obtener el consumo real, más adelante se calcularán tiempos de ciclo considerando maniobras y distancias de subida y bajada.

Cálculo consumo de combustible para CAT 797-F

Gradiente - Resistencia de rodado	7% - 2%	8% - 2%	9% - 2%	10% - 2%	11% - 2%
Rendimiento cargado					
Peso equipo cargado (ton)	624	624	624	624	624
Límite de velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	16	14	13	12,5	11,5
Factor de carga del motor	0,96	0,94	0,96	1	1
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	287,94	279,99	285,57	298,83	297,57
Rendimiento descargado	670,58	652,26	665,1	695,67	692,75
Peso equipo descargado (ton)	274	274	274	274	274
Velocidad equipo descargado (km/hr)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	30	25	25	18,5	17
Factor de carga del motor	0,33	0,39	0,45	0,52	0,58
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	103,1	121,84	140,55	159,21	177,81

Tabla 16: Calculo consumo de combustible CAT 797-F para resistencia de rodado 2

Gradiente - Resistencia de rodado	7% - 3%	8% - 3%	9% - 3%	10% - 3%	11% - 3%
Rendimiento cargado					
Peso equipo cargado (ton)	624	624	624	624	624
Límite de velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	14	13	12,5	11,5	10
Factor de carga del motor	1	1,01	1,06	1,06	1
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	297,15	303,1	317,24	315,93	296,12
Rendimiento descargado	691,78	705,5	738,08	735,05	689,41
Peso equipo descargado (ton)	274	274	274	274	274
Velocidad equipo descargado (km/hr)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Velocidad cargado (km/h)	30	30	25	21,5	18,5
Factor de carga del motor	0,26	0,33	0,33	0,33	0,32
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	84,27	103,02	102,95	103,17	101,51

Tabla 17: Calculo consumo de combustible CAT 797-F para resistencia de rodado 3

Cálculo consumo de combustible para CAT 789-D

Gradiente / Resistencia de rodado	7% - 2%	8% - 2%	9% - 2%	10% - 2%	11% - 2%
Rendimiento cargado					
Peso equipo cargado (ton)	324	324	324	324	324
Límite de velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	16	15	14	12,5	12
Factor de carga del motor	0,95	1	1,01	1	1,02
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	149,3	155,21	159,09	154,94	160,79
Rendimiento descargado	347,73	361,35	370,3	360,74	374,21
Peso equipo descargado (ton)	121	121	121	121	121
Velocidad equipo descargado (km/hr)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Factor de carga del motor	0,27	0,33	0,38	0,44	0,49
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	46,28	54,55	62,81	71,05	79,27

Tabla 18: Calculo consumo de combustible CAT 789-D para resistencia de rodado 2

Gradiente / Resistencia de rodado	7% - 3%	8% - 3%	9% - 3%	10% - 3%	11% - 3%
Rendimiento cargado					
Peso equipo cargado (ton)	324	324	324	324	324
Límite de velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	15	14	12,5	12	10,5
Factor de carga del motor	1	1	1	1	1
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	155,32	159,22	155,08	160,95	151,78
Rendimiento descargado	361,61	370,60	361,06	374,58	353,46
Peso equipo descargado (ton)	121	121	121	121	121
Velocidad equipo descargado (km/hr)	30	30	30	30	30
Velocidad (km/h)	30	30	30	30	30
Factor de carga del motor	0,22	0,27	0,33	0,38	0,44
Factor de combustible	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Consumo de combustible (L/h)	37,96	46,24	54,51	62,76	70,99

Tabla 19: Calculo consumo de combustible CAT 789-D para resistencia de rodado 3

Para obtener los tiempos de ciclo se consideran los siguientes datos

Esponjamiento	5%
Capacidad Nominal	100%
Humedad	4%
Horas productivas por año	6.600
Minutos productivos por hora	50
Tiempo del fila y posicionamiento	1
Carga (min)	2.5
Descarga (min)	1

Tabla 20: Constantes para obtener tiempos de ciclo

7. ANÁLISIS DE RESULTADOS

7.1. Funcionamiento general del programa de generación de rampas

Se puede observar que las rampas generadas por el programa cumplen con los parámetros ingresados, pero al trabajar en forma de bloques, existía el problema de subestimar la pendiente. Este problema se solucionó utilizando el programa Vulcan para validar la pendiente de las rampas que se iba a ocupar. Al mismo tiempo el programa Vulcan ayudó a visualizar la rampa generada, y al poder comparar ambas rampas comprobar que cumple con las características geométricas que debe poseer como los radios de curvatura, la pendiente, el ángulo de talud, etc.

7.2. Obtención de las envolventes económicas para cada gradiente de rampa

El pit inicial se trabajó mediante el programa Doppler, el cual, en base al modelo y parámetros económicos dados, valoriza cada bloque y genera un pit óptimo maximizando el beneficio económico. Al mismo tiempo entrega una base de datos de todos los bloques indicando para cada uno su ubicación en coordenadas cartesianas, su ley de cobre, tonelaje total, si el bloque pertenece al pit y por último el valor económico del bloque (que puede ser positivo o negativo).

El programa de generación de rampas por su parte toma la base de datos entregada por Doppler y utilizando los parámetros de rampa dados, un punto de partida y una frontera que delimite, genera una rampa optimizada dentro de esa frontera. Como resultado se obtiene un nuevo pit, el cual contiene la rampa, pero que es distinto al pit inicial ya que incluye las condiciones de talud y geometría para poder contener a la rampa.

De esta base de datos se obtienen los bloques que no pertenecen al nuevo pit, los que si pertenecen y si estos son parte o no de la rampa, entre otros datos.

A continuación, se puede apreciar cómo afecta la gradiente en la envolvente económica:

7.2.1. Envolvente económica de Marvin 15

Pit	Envolvente económica (MUSD)	Diferencia (MUSD)	Cota Mínima
Sin rampa	2.165		300
Pendiente 7%	2.098	-66	300
Pendiente 8%	2.122	-43	300
Pendiente 9%	2.129	-35	300
Pendiente 10%	2.130	-34	300
Pendiente 11%	2.131	-33	300

Tabla 21: Envolventes económicas para modelo Marvin 15

Se puede observar que, como era de esperar, la envolvente económica disminuye al generar una rampa en el pit creado por DOPPLER, y además se observa que a medida que la pendiente de rampa es menor, el cambio de envolvente y, por tanto, el efecto sobre el pit es mayor también, esto es porque mientras menor es la pendiente, más metros de rampa se deben generar, y por tanto el efecto sobre el pit es mayor. Se puede apreciar además que en una rampa de 7 %, la envolvente disminuyó un 3,07% mientras que para una pendiente de un 11%, la disminución es de 1,56%. Además, se observa que las cotas mínimas a la que llegan los pits con cada rampa se mantiene en 300, esto es debido a que el pit tiene una forma geométrica bien regular.

7.2.2. *Envolvente económica Caso de Estudio*

Envolventes económicas

Pit	Envolvente económica (MUSD)	Diferencia (MUSD)	Cota Mínima
Sin rampa	967,03		3.975
Pendiente 7%	912,20	-54,83	3.995
Pendiente 8%	919,20	-47,83	3.995
Pendiente 9%	932,76	-34,27	3.995
Pendiente 10%	941,16	-25,87	3.985
Pendiente 11%	953,43	-13,60	3.975

Tabla 22: Envolvertes económicas para modelo Caso de Estudio bajo distintas cotas mínimas

Existe una variación importante en la cota mínima a la que alcanza la rampa (y por ende el pit) por lo que se igualarán los pits a la cota 3.995 para ver cómo es la variación de envolvente en este caso

Pit	Envolvente económica (MUSD)	Diferencia (MUSD)	Cota Mínima
Sin rampa	946,15		3.995
Pendiente 8%	912,20	-33,95	3.995
Pendiente 9%	919,20	-26,95	3.995
Pendiente 10%	932,76	-13,39	3.995
Pendiente 11%	932,84	-13,31	3.995
Pendiente 12%	935,73	-10,42	3.995

Tabla 23: Envolvertes económicas para modelo Caso de Estudio en una misma cota mínima

Para el caso el yacimiento de estudio, se observa un comportamiento similar, aunque con una mayor variación respecto al pit inicial que el caso anterior, con un 5,67% menor para la pendiente del 7% y un 1,14% para la pendiente de 11%. Este aumento se debe a que la forma del pit es más irregular, esto dificulta el que, en la zona más baja del pit, pueda construirse una rampa, y por tanto se corta

el pit, dejando bloques de mineral de alta ley fuera del yacimiento, y al ir disminuyendo la pendiente, es cada vez más difícil llegar a la zona más baja.

Al cortar el pit para todas las pendientes en una misma cota para ver como variaba la envolvente y se observó que disminuyeron las diferencias, pero se mantuvo el comportamiento anterior.

7.3. Costos operacionales:

Los costos se estudian en tres profundidades: 220m, 500m y 800m que representan al modelo de caso de estudio, al modelo Marvin 15 y un tercer escenario con mayor profundidad para aportar al estudio. Cada caso considerando resistencias de rodado de 2% y 3%

7.3.1. Costos operacionales para modelo CAT 797-F

- Profundidad 220m (modelo yacimiento estudio)

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	22,62	21,84	20,74	19,53	19,02
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	705,71	730,74	769,66	817,01	839,04
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	187,30	190,17	198,85	211,20	215,35

Tabla 24: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	24,30	22,75	21,19	20,46	20,02
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	656,70	701,53	753,21	780,16	797,14
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	183,77	192,85	202,6	210,56	216,81

Tabla 25: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F

- Profundidad 500m (Modelo Marvin 15)

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	45,67	43,91	41,40	38,67	37,50
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	349,45	363,46	385,50	412,73	425,55
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	184,91	188,46	197,41	209,82	214,34

Tabla 26: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	49,51	45,98	42,43	40,77	39,78
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	322,37	347,12	376,14	391,49	401,24
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	182,02	191,35	201,04	209,37	214,00

Tabla 27: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F

- Profundidad 800m

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	70,38	67,56	63,54	59,17	57,31
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	226,78	236,24	251,18	269,73	278,50
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	184,09	187,87	196,90	209,34	213,99

Tabla 28: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 797-F

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	76,51	70,87	65,19	62,53	60,94
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	208,59	225,22	244,83	255,25	261,89
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	181,43	190,84	200,51	208,95	212,72

Tabla 29: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 797-F

7.3.2. Costos operacionales para modelo CAT 789-D

- Profundidad 220m (modelo yacimiento estudio)

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	22,62	21,05	19,93	19,53	18,58
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	409,31	439,70	464,53	473,87	498,09
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	96,41	103,00	108,33	109,19	115,03

Tabla 30: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	23,40	21,84	21,19	19,98	20,02
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	395,53	423,83	436,86	463,38	462,34
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	98,98	104,41	105,60	111,57	116,18

Tabla 31: Valores operacionales para profundidad 220 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D

- Profundidad 500 m (modelo Marvin 15)

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	45,67	42,12	39,56	38,67	36,51
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	202,68	219,77	233,98	239,38	253,54
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	95,29	101,96	107,43	108,58	114,48

Tabla 32: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	47,46	43,91	42,43	39,67	39,78
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	195,04	210,81	218,16	233,32	232,72
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	97,89	103,45	104,93	110,96	114,88

Tabla 33: Valores operacionales para profundidad 500 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D

- Profundidad 800 m

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	70,38	64,69	60,60	59,17	55,72
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	131,54	143,09	152,76	156,44	166,14
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	94,90	101,60	107,11	108,37	114,28

Tabla 34: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 2 equipo CAT 789-D

Pendiente (%)	7	8	9	10	11
Tiempo de ciclo (min)	73,24	67,56	65,19	60,78	60,94
Producción camión por hora productiva (toneladas/hora)	126,39	137,02	142	152,30	151,89
Consumo Combustible por hora productiva (litros/hora)	97,52	103,11	104,70	110,75	113,78

Tabla 35: Valores operacionales para profundidad 800 y resistencia de rodado 3 equipo CAT 789-D

Se puede apreciar que los tiempos de ciclo aumentan al aumentar la profundidad y al disminuir la pendiente de la rampa, en ambos casos es porque aumenta la longitud total de la rampa. La productividad del equipo va directamente relacionada con lo anterior. También se puede apreciar que, al bajar la calidad de la carpeta de rodado, el tiempo de ciclo aumenta, y que a mayor profundidad, mayor es el efecto de la resistencia a la rodadura

7.4. Gráficos de tiempos de ciclo y consumo de combustible

7.4.1. Gráficos de estudio de tiempos de ciclo

A continuación, se presentan dos gráficos que comparan el tiempo de ciclo con la gradiente de rampa diseñada, uno para cada modelo de equipo de transporte. En cada uno se puede observar 6 curvas definidas por su profundidad y su resistencia de rodado

- Tiempos de ciclo para equipo CAT 797-F

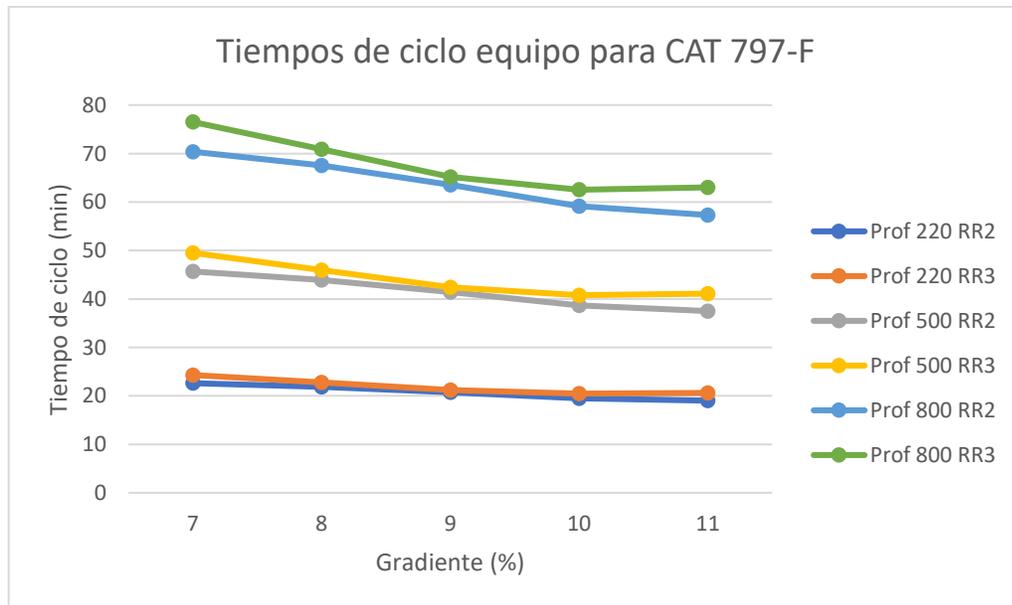


Ilustración 28: Tiempos de ciclo para equipo CAT 797-F

- Tiempos de ciclo para equipo CAT 789-D

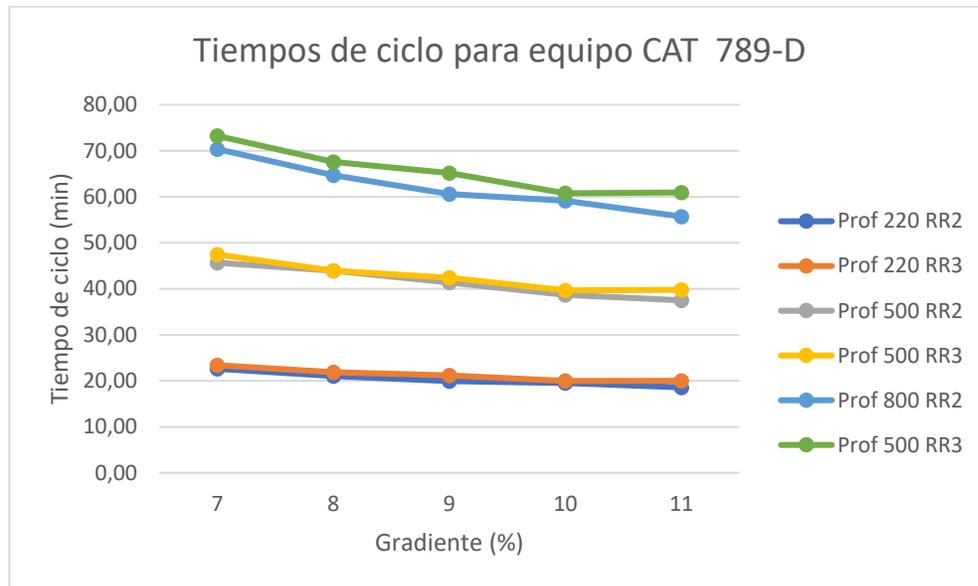


Ilustración 29: Tiempos de ciclo equipo CAT 789-D

Los tiempos de ciclo tienden a bajar a medida que sube la pendiente encontrando mejores resultados en las pendientes de 10 % y 11 %.

7.4.2. Gráficos de estudio de consumo de combustible

A continuación, se presentan dos gráficos que comparan el consumo de combustible calculado para cada gradiente de rampa. Cada curva representa un equipo de transporte y una resistencia de rodado, siendo el equipo 1 el equipo CAT 797-F y el equipo 2 el CAT 789-D

- Consumo combustible caso profundidad 220m

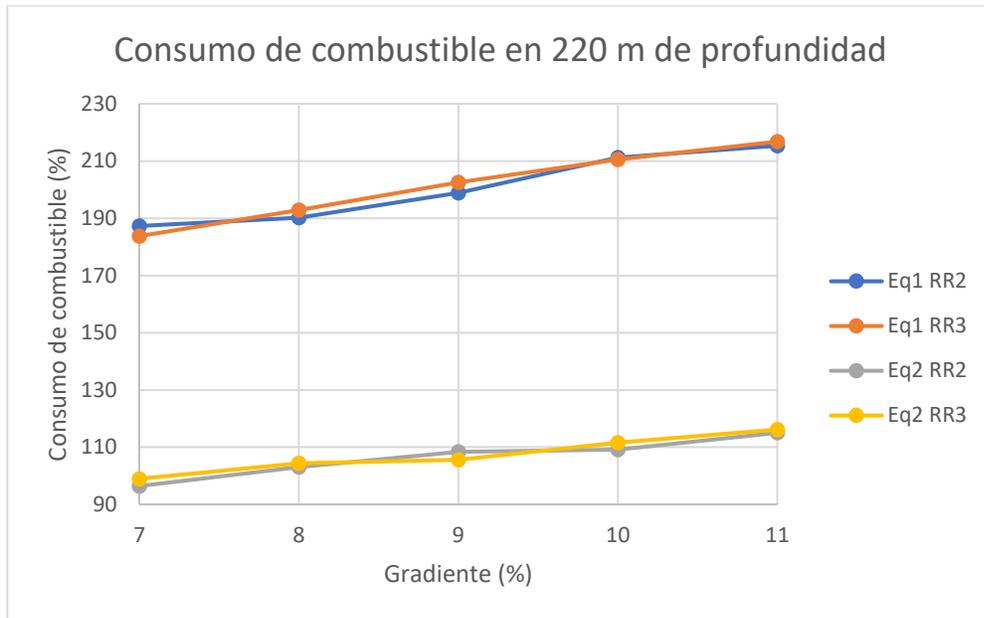


Ilustración 30: Consumo de Combustible profundidad 220

- Consumo promedio entre todas las profundidades

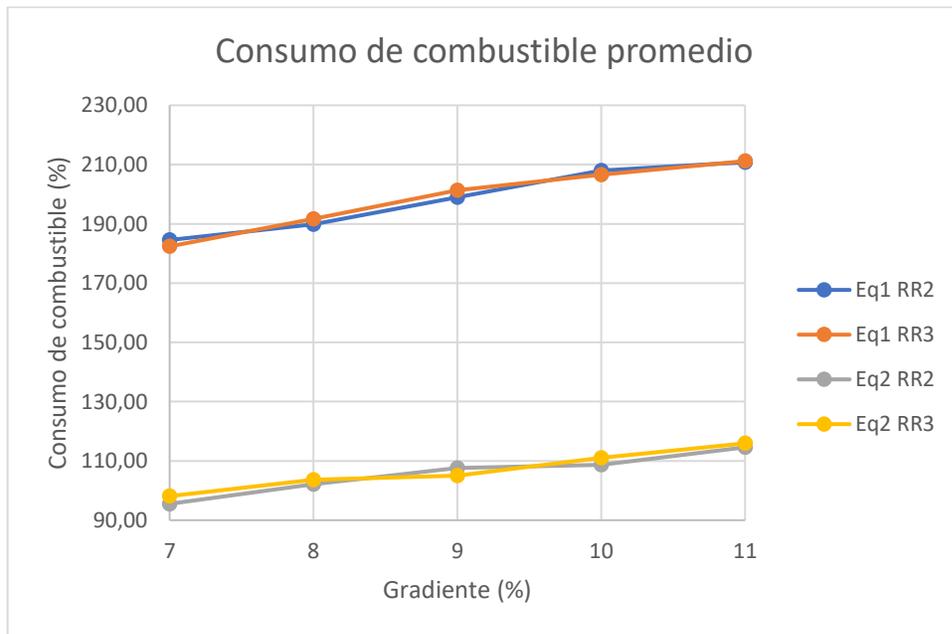


Ilustración 31: Consumo de combustible general

Como era de esperar los consumos de combustible suben al aumentar la pendiente, debido a que las pendientes pronunciadas dan más trabajo a los motores, tanto en subida por la exigencia del peso del equipo como en bajada para mantener la velocidad. También se puede observar que la variación del consumo es menor en las pendientes más elevadas. Por último, la resistencia de rodado, aunque tiene un impacto, no es tan influyente en el resultado.

En resumen, la pendiente impacta forma muy significativa en el diseño de la rampa y el pit, y en consecuencia en la envolvente económica, ya que, al aumentar la pendiente, se puede llegar de forma más fácil al cuerpo mineralizado sin disminuyendo la cantidad de estéril que hay que sacar para su extracción. Por su parte en los valores operacionales, ya sabemos que valores muy bajos o altos aumentan los costos exponencialmente o son inviables por lo que se estudió dentro del rango entre 7% y 11% de pendiente. A mayores valores de pendiente, mayores fueron los tiempos de ciclo, pero menores los consumos de combustible por lo que habría que considerar ambos factores en un caso real para ver en cuanto a la cantidad de flota de camiones y requerimientos de la planta, si el consumo de combustible es tan elevado para tener que subir los tiempos de ciclo, que a nivel de cumplimiento de objetivos es más importante.

8. CONCLUSIONES

Para poder observar el impacto de la gradiente de rampa en el beneficio económico de una mina a cielo abierto se realizó un estudio bibliográfico el cual muestra que a pesar de que existen estudios aislados, estos solo muestran lo perjudicial que es utilizar valores extremos, especialmente valores de pendientes muy elevados y en general recomiendan valores cercanos al 10% de pendiente. Por esto el presente trabajo se realizó en base a pendientes cercanas al 10% para ver cómo se veía afectado el beneficio económico dentro de rangos de valores que se ocupan en la industria. En base a esto se escogió la envolvente económica y consumo de combustible para poder ver el impacto a nivel de diseño y a nivel operacional respectivamente.

Para los experimentos se utilizó un programa de optimización matemática que genera rampas en base a un diseño y a datos discretizados en base a un modelo de bloques, pero, al trabajar de esta manera, la rampa se genera en forma de bloques, y esto hace que no represente de manera correcta valores como el largo y la pendiente de la rampa. Al compararlas con rampas generadas con Vulcan, el cual, si trabaja de forma continua, se pudo observar que las rampas generadas por el programa de optimización entregan pendientes mayores a las que realmente son, debido al efecto de los bloques, y que esta diferencia tendía ser de alrededor de 1%.

Para el caso del modelo Marvin 15 el beneficio económico de la envolvente bajó un 3.06%, 2%, 1.66%, 1.61% y 1.56% para las pendientes de 7% al 11% con respecto a la envolvente del pit sin rampa, esto se explica debido a que mientras mayor es el valor del gradiente, se necesita menor longitud de rampa para cubrir una misma profundidad, y por ende el impacto de la rampa sobre el pit es menor.

Para el modelo de caso de estudio, al no tener una forma regular como el primero, la rampa no siempre pudo llegar a lo más abajo del pit, por motivos de radio de curvatura. Esto debido a que el programa se le programó para que mantuviera la pendiente constante y en la parte más baja, al salirse del pit, consideraba el fin de la rampa. Si se toma en cuenta la envolvente considerando hasta donde pudo llegar la rampa para cada gradiente se puede observar un descenso del beneficio económico de la envolvente, con respecto a la envolvente del pit sin rampa, de un 5.67%, 4.95%, 3.54%, 2.69% y 1.4% para las pendientes del 7% al 11% respectivamente. Para poder comparar mejor los escenarios se corta el pit a la cota más baja que puede llegar el pit con rampa de 7% y el resultado fue que la envolvente disminuyó un 3.59%, 2.85%, 1.42%, 1.41% y 1.1% para las mismas rampas con respecto al pit sin rampa con límite en la misma cota. Estos resultados se condicen con los resultados obtenidos en el primer modelo de bloques.

Se puede concluir de esta etapa que a medida que la pendiente aumenta, se ve afectado en menor medida la envolvente, donde el cambio en pendientes en valores cercanos al 10% es similar, pero luego aumenta considerablemente al tener valores de 8% y 7%. Esto se debe a que mientras más larga es la rampa, más impacto tiene sobre el ángulo de talud y, en menor medida, en la forma del pit.

Para analizar las velocidades de los equipos, y así obtener los tiempos de ciclo se pudo evidenciar que la fórmula utilizada obtenida de la bibliografía representaba de buena manera el comportamiento de los equipos, si utilizábamos las constantes de tal forma que estas se cuadraran con las obtenidas de los gráficos de catálogos de equipos. Además, se utilizaron las velocidades de los catálogos. Los tiempos de ciclo disminuyeron al aumentar la pendiente, con una variación pronunciada en valores de pendientes bajos y logrando un óptimo entre el 10% y 11%

Para el estudio sobre como incide el consumo de combustible se utilizó la fórmula obtenida de la bibliografía utilizando las mismas constantes utilizadas para el cálculo de la velocidad. Dichos consumos se compararon con consumos reales dando resultados cercanos. Además, se obtuvo valores similares para distintas profundidades (el valor no debería cambiar puesto que es un valor de consumo por hora y el camino es igual en toda su extensión). También se puede apreciar que el consumo de combustible aumenta al aumentar el gradiente, siendo menor el cambio entre los valores del 9% al 11%. También se puede observar que al empeorar las condiciones del camino genera un aumento leve del consumo de combustible, mas no varía el comportamiento al cambiar la pendiente, solo lo incrementa en todos los niveles de forma constante. Por otro lado, al ver el cambio de equipo se puede apreciar que a bajas pendientes el consumo es similar, pero al aumentar la pendiente, el de mayor tonelaje tiene un incremento de consumo mayor al aumentar el gradiente de la rampa que el equipo de menor tonelaje.

Finalmente se obtienen resultados coherentes y positivos utilizando la herramienta de optimización de rampas, pudiéndose replicar en una herramienta ya probada como es el programa Vulcan, aunque teniendo una pendiente distinta a la utilizada como valor de entrada debido al error que produce el trabajar en base a bloques. Considerando esto, es posible generar rampas con pendientes constantes, reales y que se adaptan a la forma del yacimiento. Por otro lado, la fórmula ocupada para obtener de manera aproximada el consumo de combustible funciona correctamente, siempre y cuando se utilicen valores de constantes correctos. Para esto, la metodología de cuadrar la velocidad obtenida en distintas pendientes por la fórmula y por los catálogos de los equipos dio buenos resultados

Como trabajo a futuro para complementar este trabajo se propone el realizar cubicaciones y diseños de pits con rampas con un programa CAD (ejemplo VULCAN), de igual forma como se hizo en este trabajo con el programa Doppler y el programa semi-automático de generación de rampas, para así poder comparar ambos resultados a nivel económico y poder comparar sus rampas de forma independiente, ya que en este trabajo solo se utilizo el programa VULCAN para validar que las pendientes obtenidas sean correctas.

BIBLIOGRAFÍA

- [1] Acosta, R. (2014). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "Metodología para la Definición de Fases a partir de un Secuenciamiento de Bloques en un Rajo Abierto". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- [2] Alfaro, M. (2009). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "Efecto de la Aplicación de Leyes de Corte en el Cálculo de un Programa de Producción". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- [3] Atkinson, T. (1992). Design and Layout of Haul Roads. En H. L. Hartman (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (págs. 1334-1342). Littleton, Colorado, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [4] Castillo, L. (2009). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- [5] Couzens, T. R. (1979). Aspects of production planning: Operating layout and phase plans. En J. Crawford, & W. Hustrulid, *Open pit mine planning and design* (págs. 217-232). New York, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [6] Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization - Strategies for Improving Economics of Mining. Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET), (págs. 117-121). Ankara, Turkey.
- [7] Gutiérrez, D. (2013). *Maquinaria Minera II*
- [8] Tannant D. & Regensburg B. (2001) *Guidelines for Mine Haul Road Design*.
- [9] Fourie, G., & Dohm, G. C. (1992). Open Pit Planning and Design. En H. L. Hartman (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (págs. 1274-1297). Littleton, Colorado, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [10] Horsley, T. (2002). "Dollar Driven Mine Planning: The Corporate perspective to operational Mine Planning". Australian Mining Consultants.
- [11] Hinrichsen, C. (2015). Planificación Minera de Largo Plazo: ¿Táctica o estratégica? *Perspectiva N°9*, 1-5.
- [12] Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). *Open Pit Mine Planning & Design* (3rd Edition) (Vol. 1. Fundamentals). Boca Raton, Florida: CRC Press and London, U.K.: Taylor and Francis.
- [13] Parra, A. (2006). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción".

Santiago, Chile: Universidad de Chile.

[14] Rubio, E. (2007). Cátedra de planificación minera: "Planificación Minera a Cielo Abierto". Santiago, Chile: Universidad de Chile.

[15] Thompson, R., & Visser, A. (2006). Employing best practice in constructing, designing, monitoring and maintaining haul roads. Mine Machine Productivity 2006 (págs. 1-19). Perth, Western Australia.

[16] Thompson, R. (2011). Design, Construction, and Maintenance of Haul Roads. En P. Darling (Ed.), SME Mining Engineering Handbook (Vol. 1, págs. 957-975). Littleton, Colorado, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

[17] Thompson, R. (2011). Mining Roads. Mine Haul Roads Design, Construction & Maintenance Management.

[18] Vargas, M. (2011). Tesis para optar al grado de magíster en minería: "Modelo de Planificación Minera de Corto y Largo Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla. Santiago, Chile: Universidad de Chile.

[19] Vásquez, A., Galdames, B., & Le-Feaux, R. (2007). Diseño y Operaciones de Minas a Cielo Abierto. Santiago, Chile: Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.

[20] Wetherelt, A., & Van der Wielen, K. (2011). Introduction to Open-Pit Mining. En P. Darling (Ed.), SME Mining Engineering Handbook (Vol. 1, págs. 857-875). Littleton, Colorado, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

[21] Whittle, D. (2011). Open Pit Planning and Design. En P. Darling (Ed.), SME Mining Engineering Handbook (Vol. 1, págs. 877-901). E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

[22] Whittle, J. (1998). Four-X User Manual. Melbourne, Australia: Whittle programming Pty Ltd.

ANEXO A

A continuación, se presentan gráficos que muestran como varía el tonelaje y la ley media con respecto a una ley de corte, al incorporar a un pit una rampa con gradientes entre 7% y 11%

Modelo Marvin 15

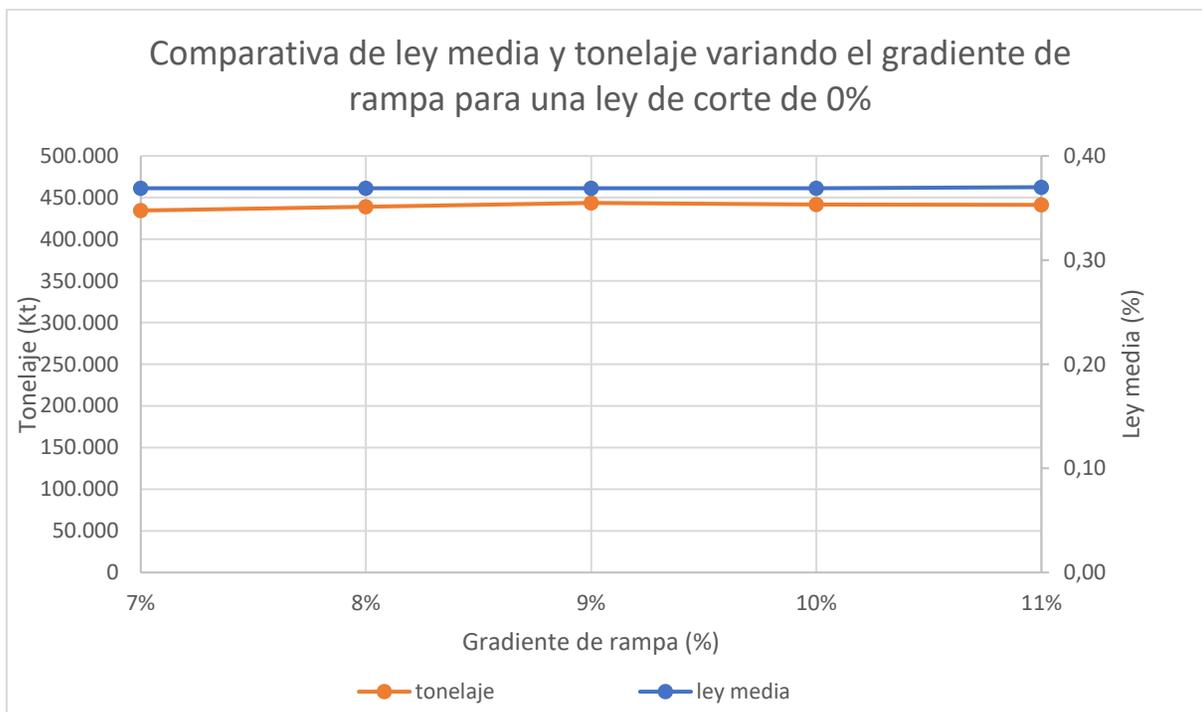
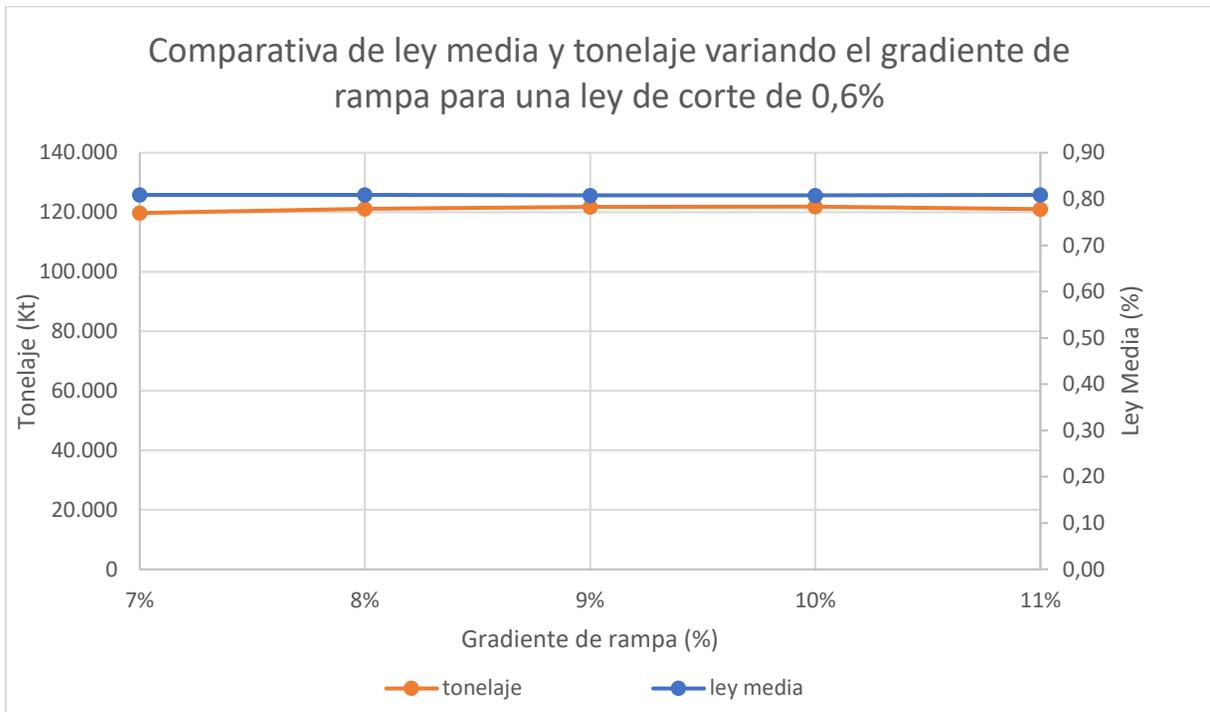
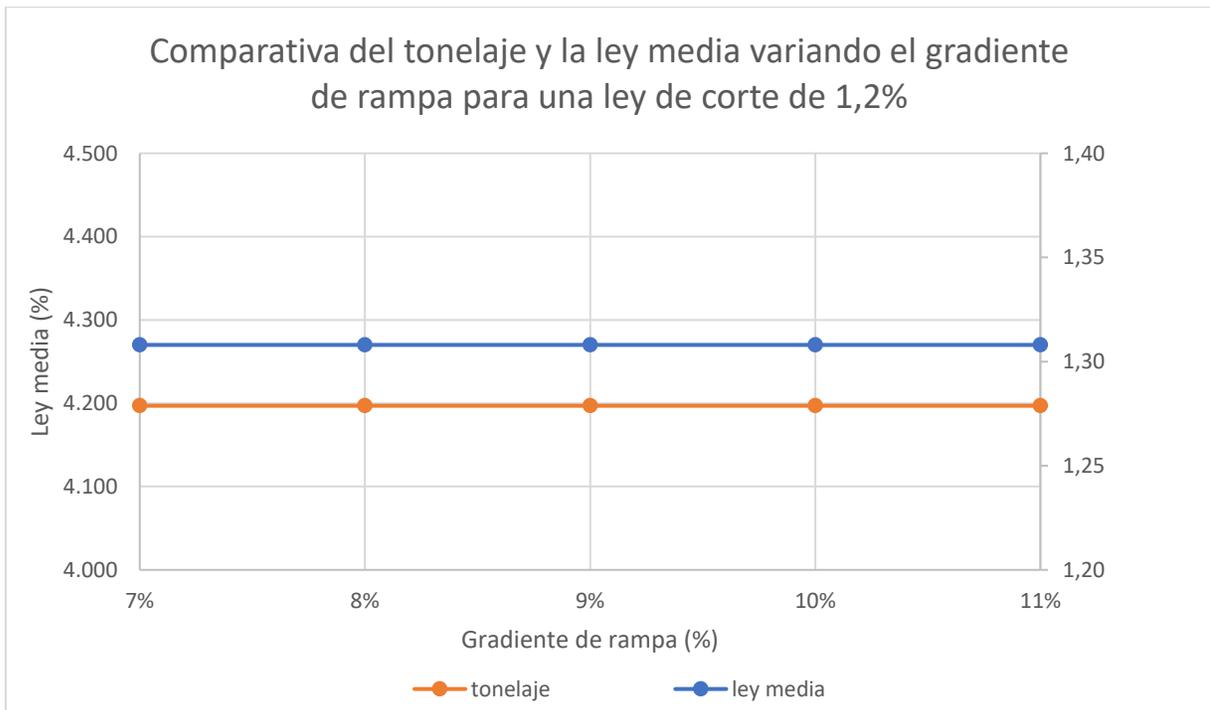


Ilustración 32: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0% modelo Marvin 15



**Ilustración 33: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0.6%
Modelo Marvin 15**



**Ilustración 34: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 1,2%
Modelo Marvin 15**

Modelo Caso de Estudio

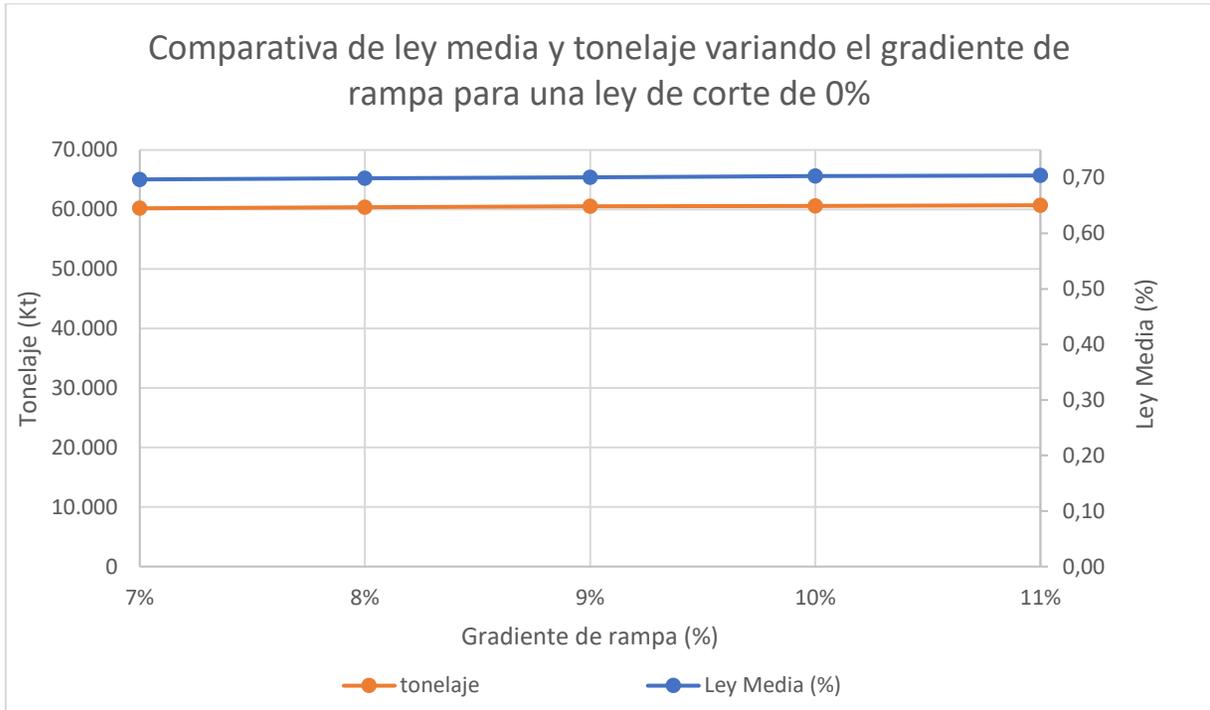


Ilustración 35: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0%
Modelo Caso de Estudio

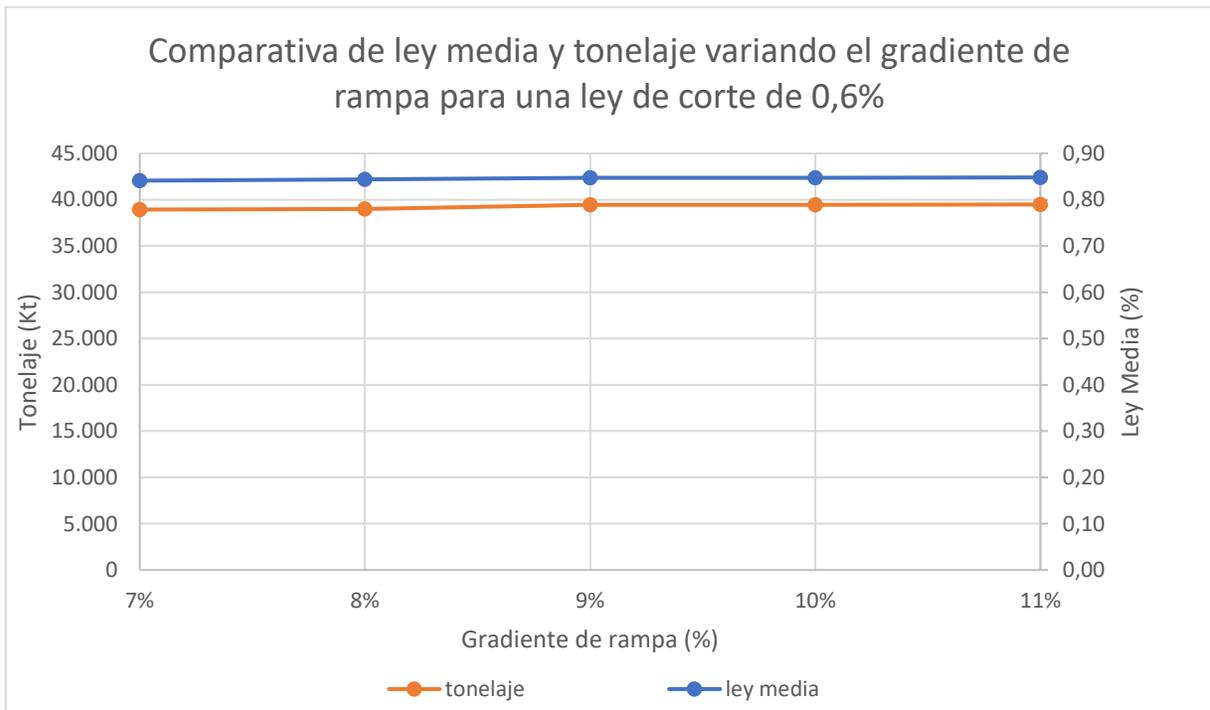
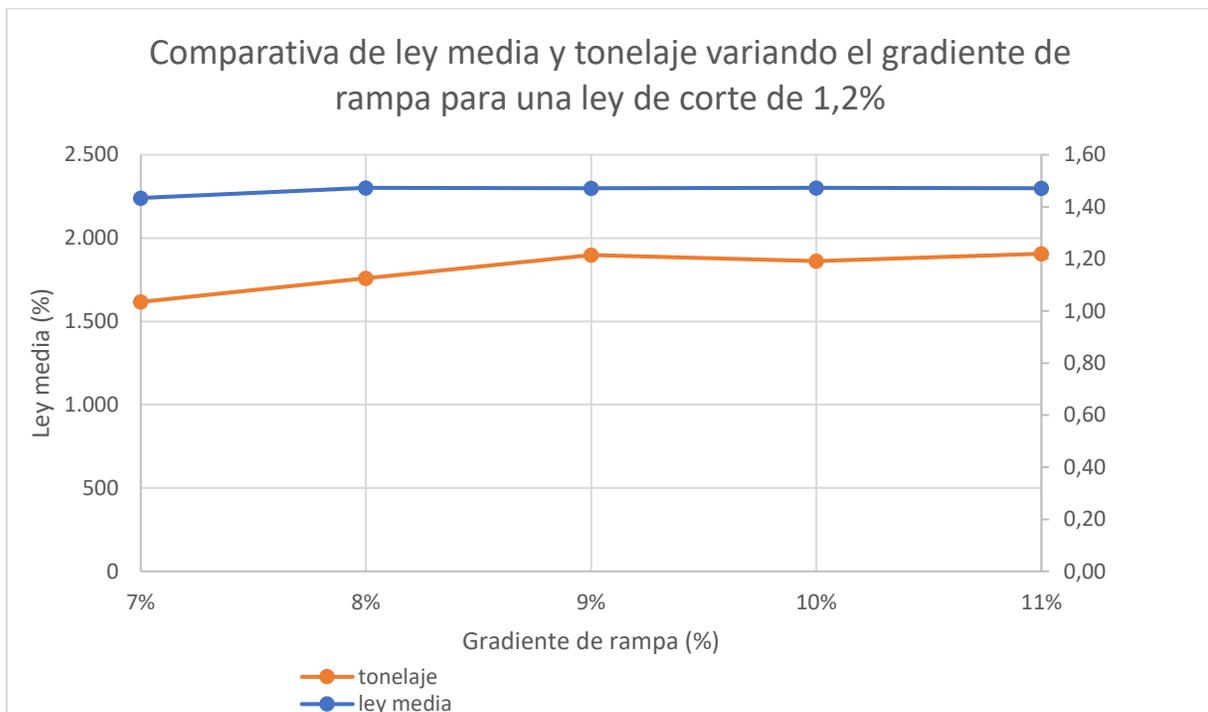


Ilustración 36: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0,6%
Modelo Caso de Estudio



**Ilustración 37: Tonelaje y ley media al variar la gradiente de rampa para una ley de corte de 0%
Modelo Caso de Estudio**

Para el caso del modelo Marvin 15, el tonelaje y ley media, al considerar solo el material con mineral de alta ley, se mantiene constante a medida que cambia la pendiente de la rampa, sin embargo, al ir bajando la ley de corte el tonelaje va aumentando y la ley media también. Esto se explica ya que, al incorporar una rampa, esto hace que el diseño del pit cambie, y mientras más baja es la gradiente, más longitud tiene que tener esta rampa para llegar una misma cota vertical afectando más en el diseño. Para este caso, se observa que para sacar el mismo material de alta ley se tiene que sacar más material de mediana y baja ley y la ley media aumenta al aumentar la pendiente.

Para el modelo Caso de Estudio, el estéril va aumentando a medida que aumentamos la pendiente, pero en este caso el mineral de alta ley también va aumentando. Esto es debido a que por la forma del pit, cuando la pendiente de la rampa es muy baja, esta no puede llegar a la zona más profunda del pit, no alcanzando ciertos minerales de alta ley que se encuentran en esa zona.

ANEXO B

Validación de las rampas generadas por medio de la comparación con rampas generadas en Vulcan, En cada imagen, la figura verde es la rampa generada en Vulcan y la roja es la rampa generada en el programa de generación de rampas

Modelo Marvin 15

Rampa pendiente 7 %

Ejes X-Z

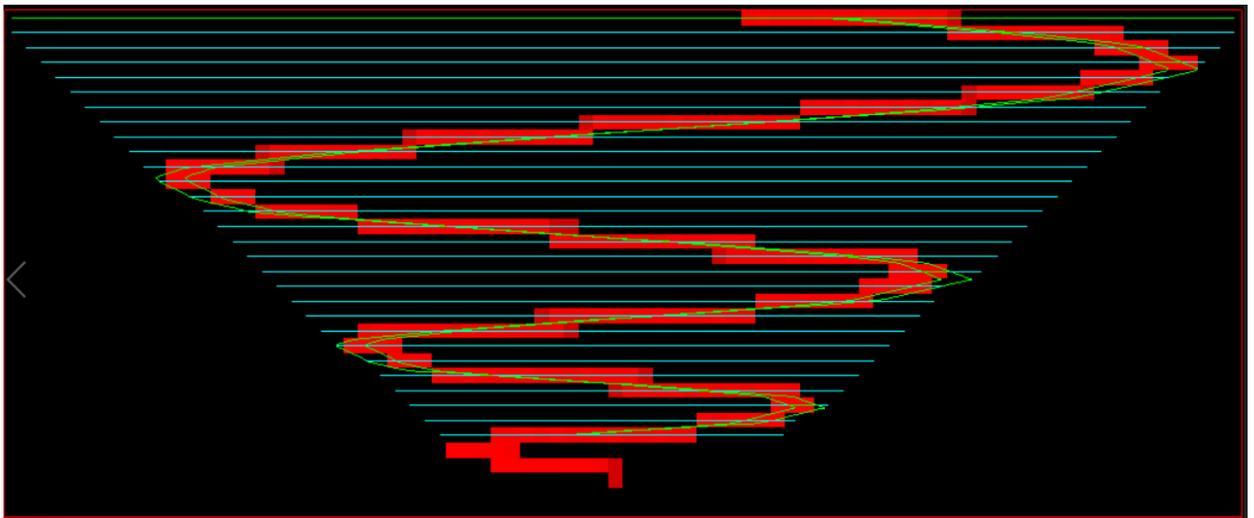


Ilustración 38: Vista X-Z pendiente 7% modelo Marvin 15

Ejes Y-Z

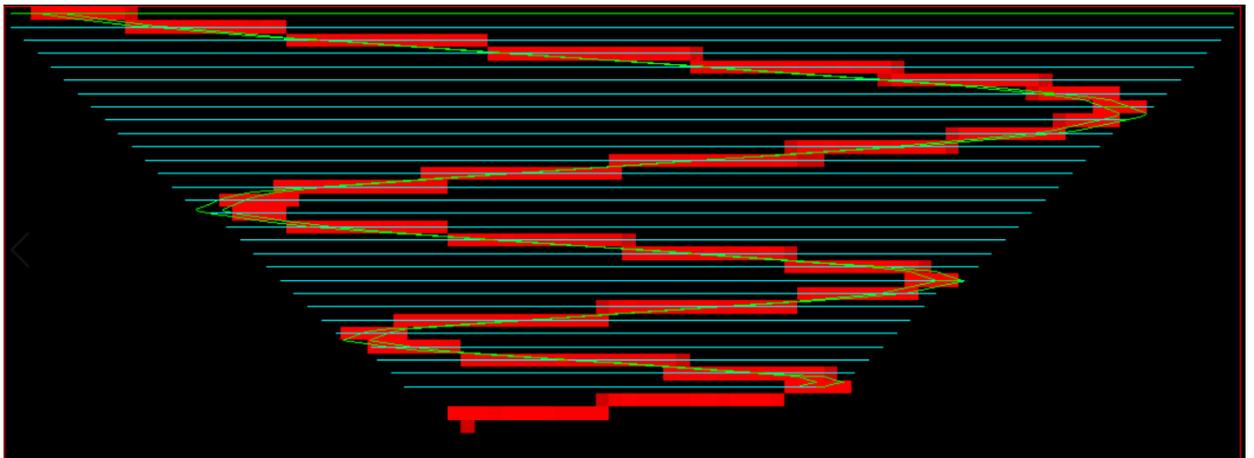


Ilustración 39: Vista Y-Z pendiente 7% modelo Marvin 15

Ejes X-Y

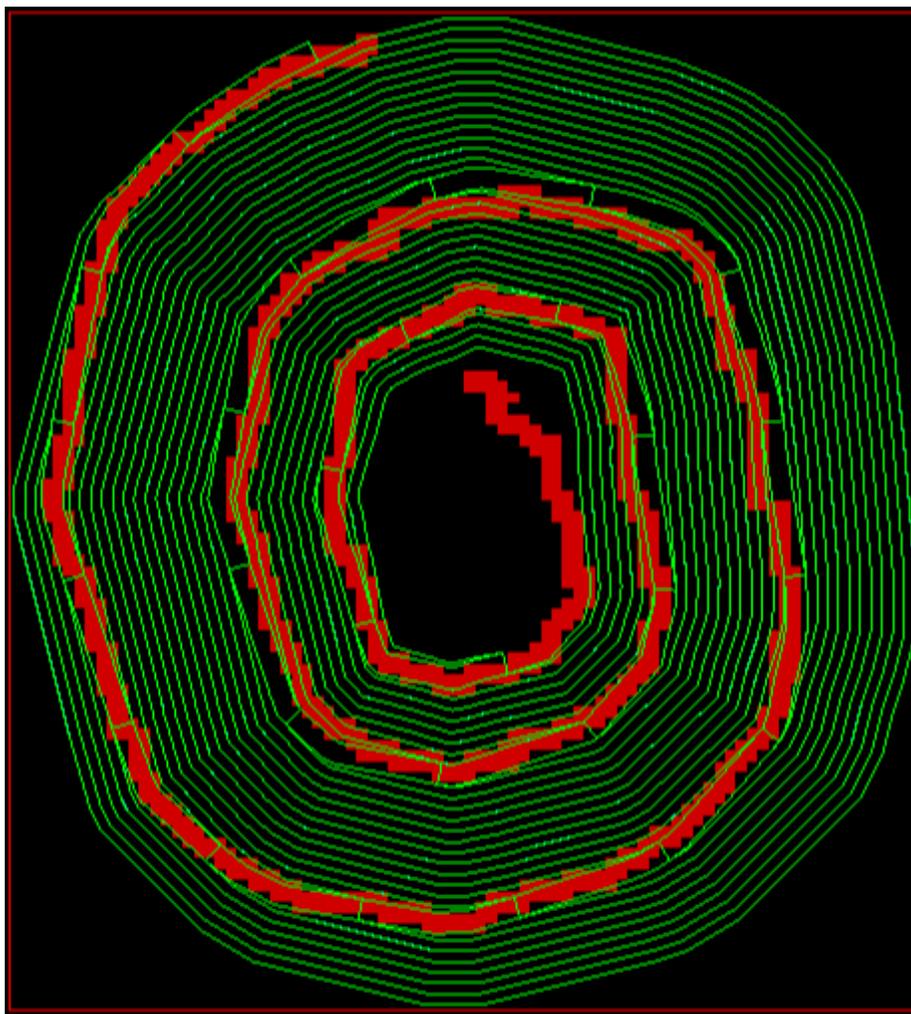


Ilustración 40: Vista X-Y pendiente 7% modelo Marvin 15

Rampa pendiente 8 %

Ejes X-Z

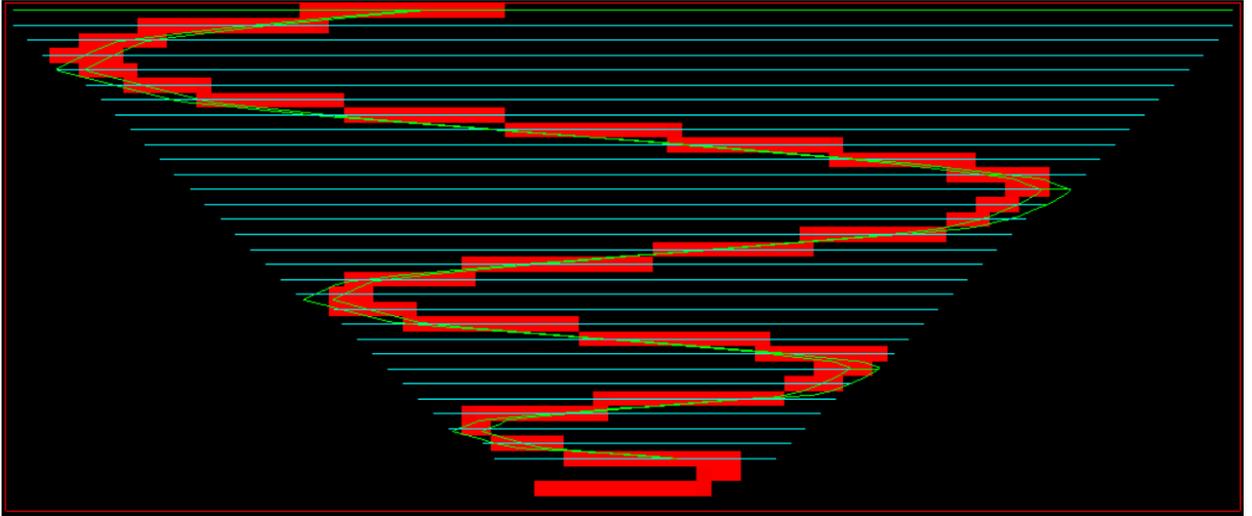


Ilustración 41: Vista X-Z pendiente 8% modelo Marvin 15

Ejes Y-Z

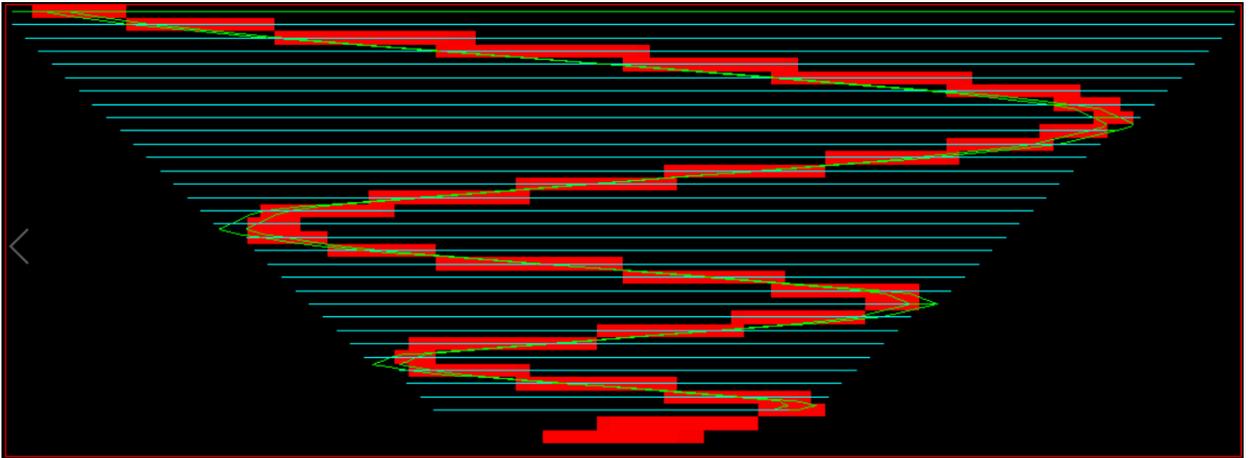


Ilustración 42: Vista Y-Z pendiente 8% modelo Marvin 15

Ejes X-Y

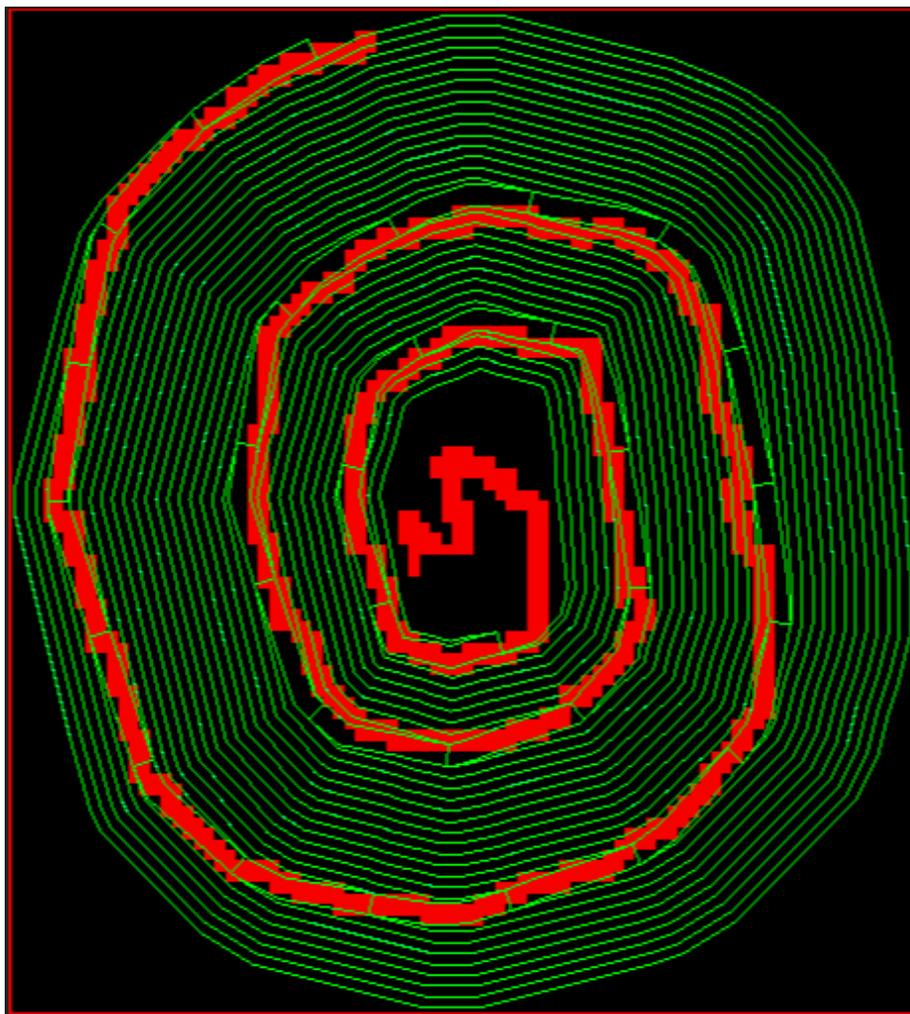


Ilustración 43: Vista X-Y pendiente 8% modelo Marvin 15

Rampa pendiente 9 %

Ejes X-Z

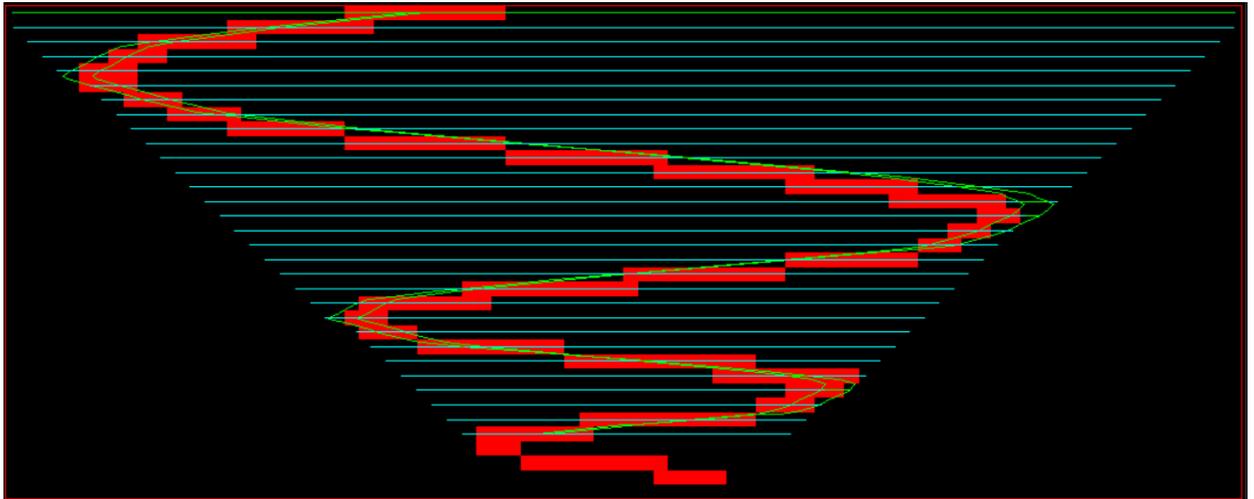


Ilustración 44: Vista X-Z pendiente 9% modelo Marvin 15

Ejes Y-Z

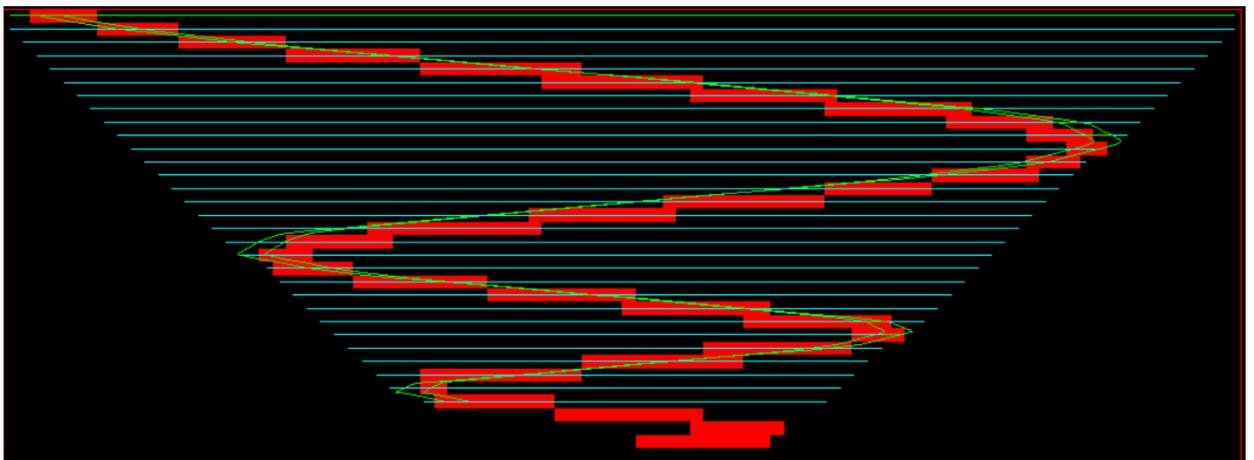


Ilustración 45: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin 15

Ejes X-Y

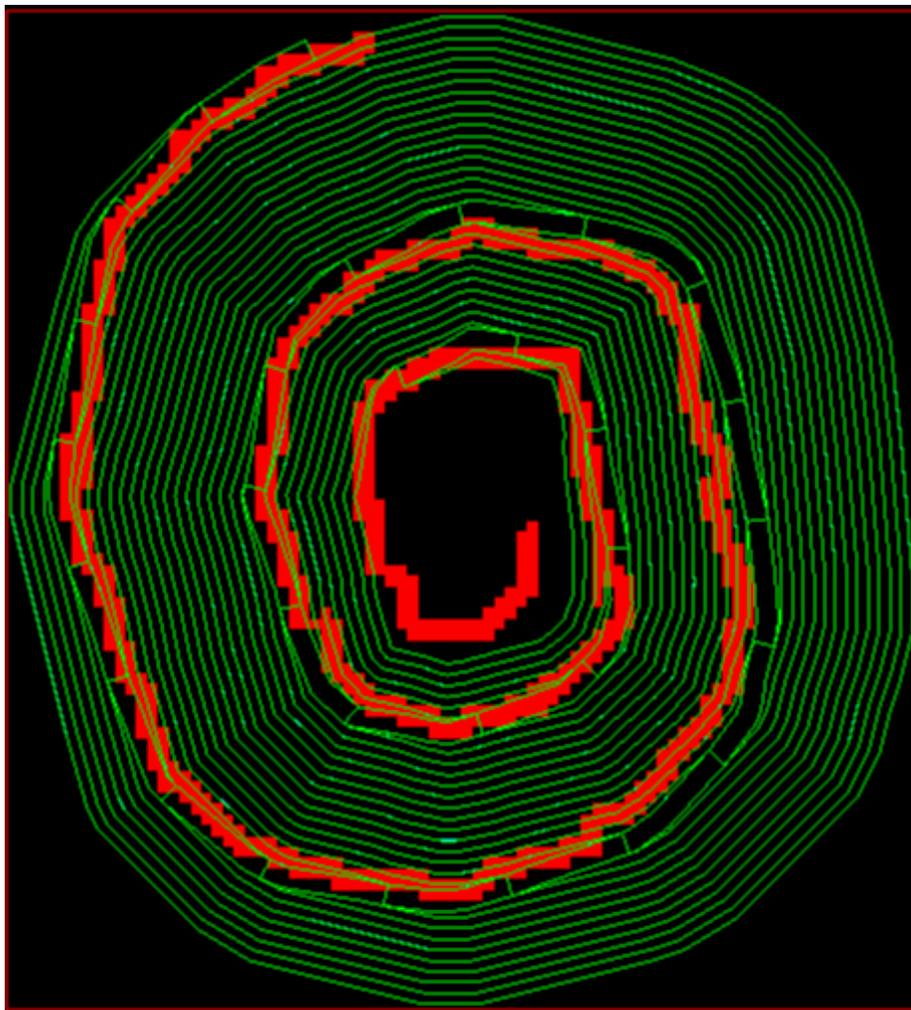


Ilustración 46: Vista X-Y pendiente 9% modelo Marvin 15

Rampa pendiente 10 %

Ejes X-Z

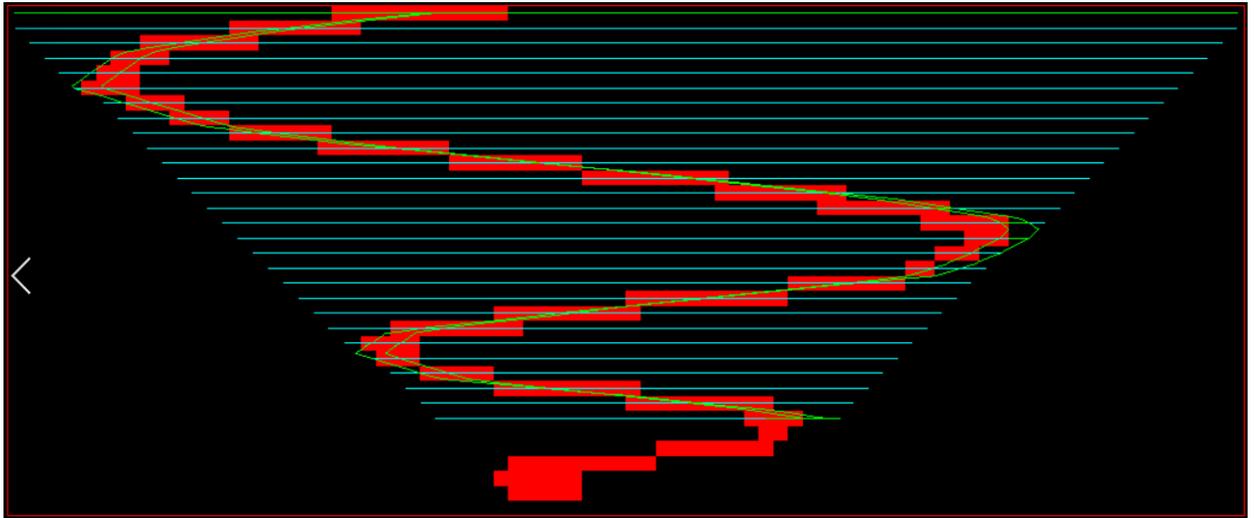


Ilustración 47: Vista X-Z pendiente 10% modelo Marvin 15

Ejes Y-Z

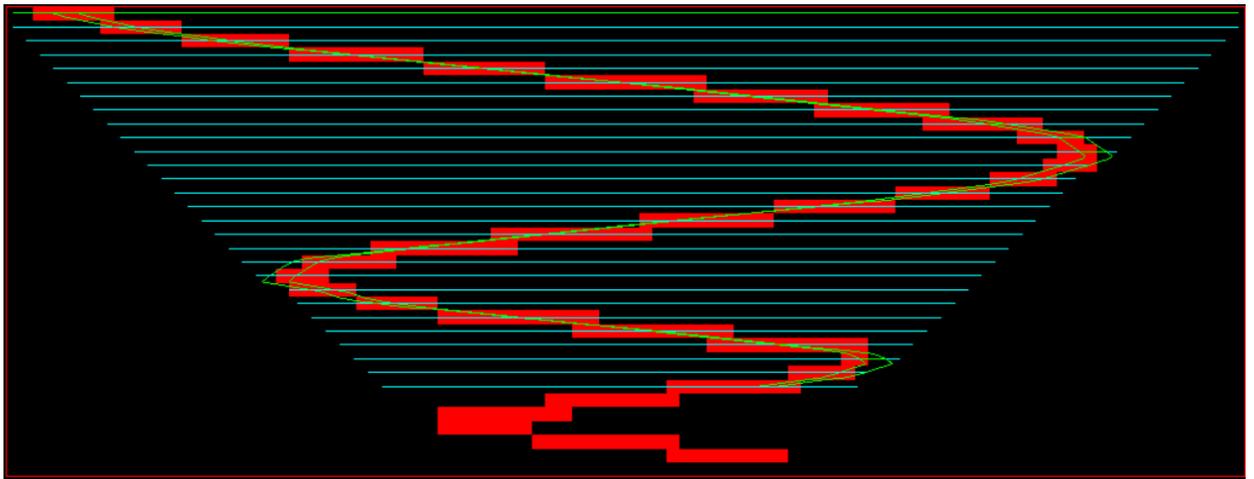


Ilustración 48: Vista Y-Z pendiente 10% modelo Marvin 15

Ejes X-Y

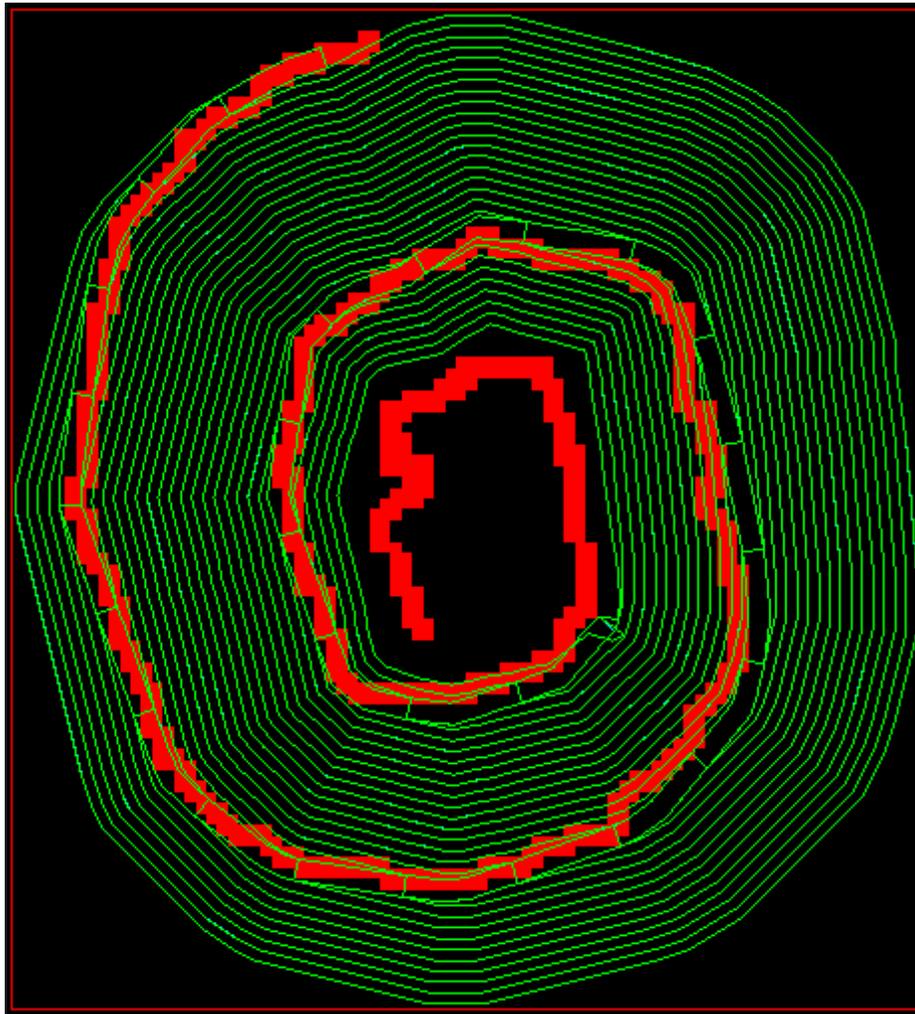


Ilustración 49: Vista X-Y pendiente 10% modelo Marvin 15

Rampa pendiente 11 %

Ejes X-Z

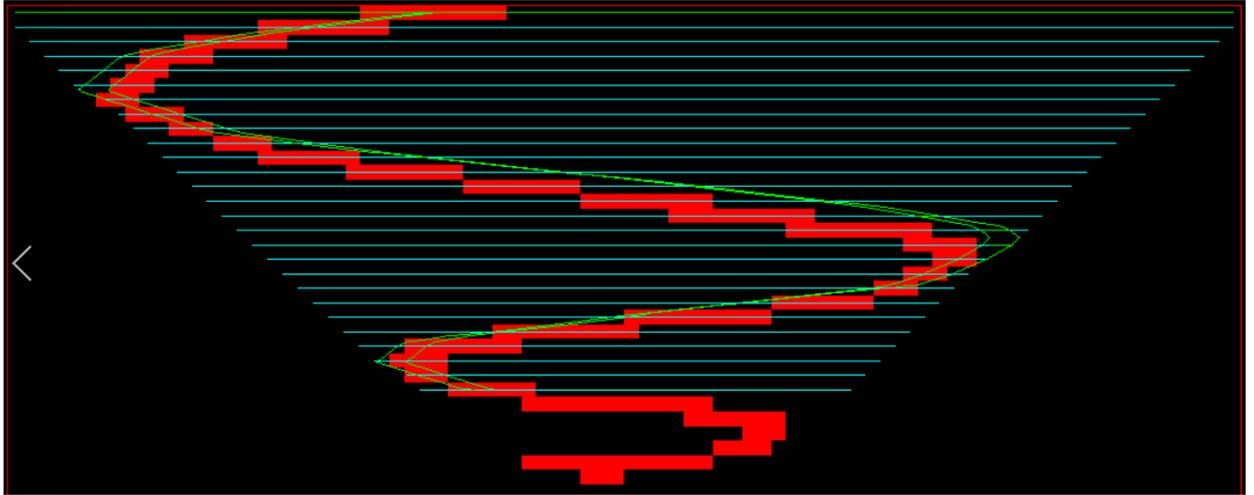


Ilustración 50: Vista X-Z pendiente 11% modelo Marvin 15

Ejes Y-Z

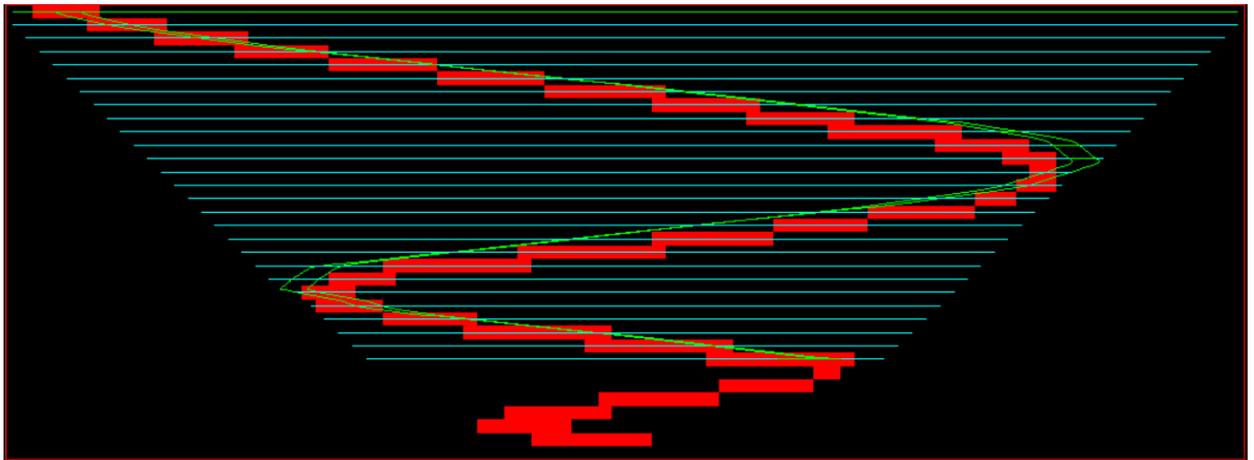


Ilustración 51: Vista Y-Z pendiente 11% modelo Marvin 15

Ejes X-Y

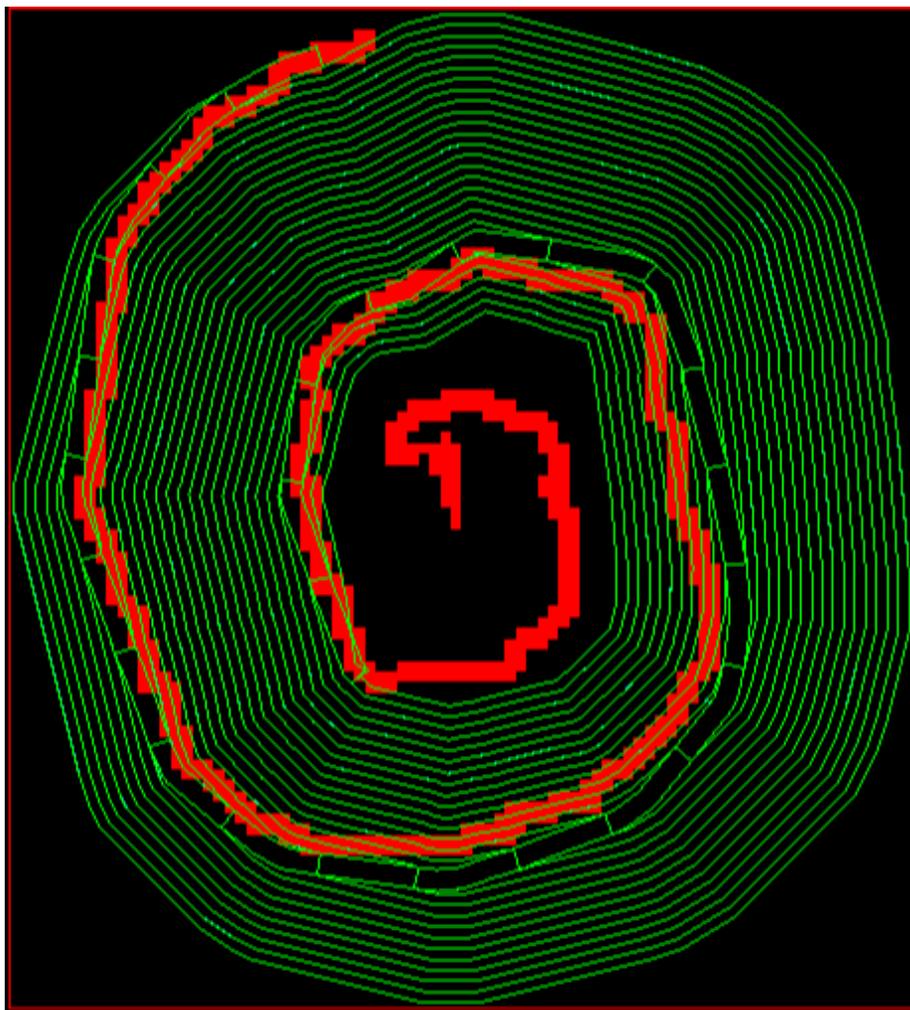


Ilustración 52: Vista X-Y pendiente 11% modelo Marvin 15

Modelo Caso de estudio

Rampa pendiente 7 %

Ejes X-Z

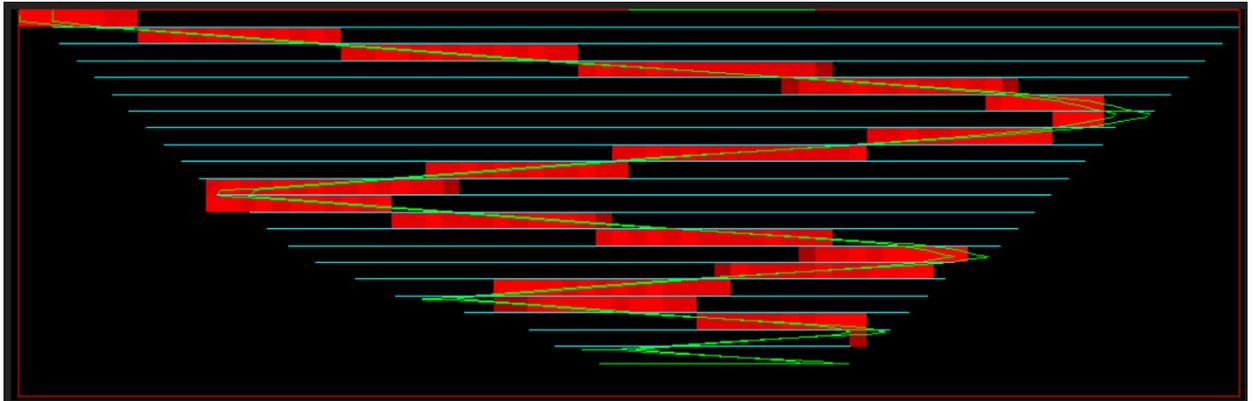


Ilustración 53: Vista X-Z pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes Y-Z

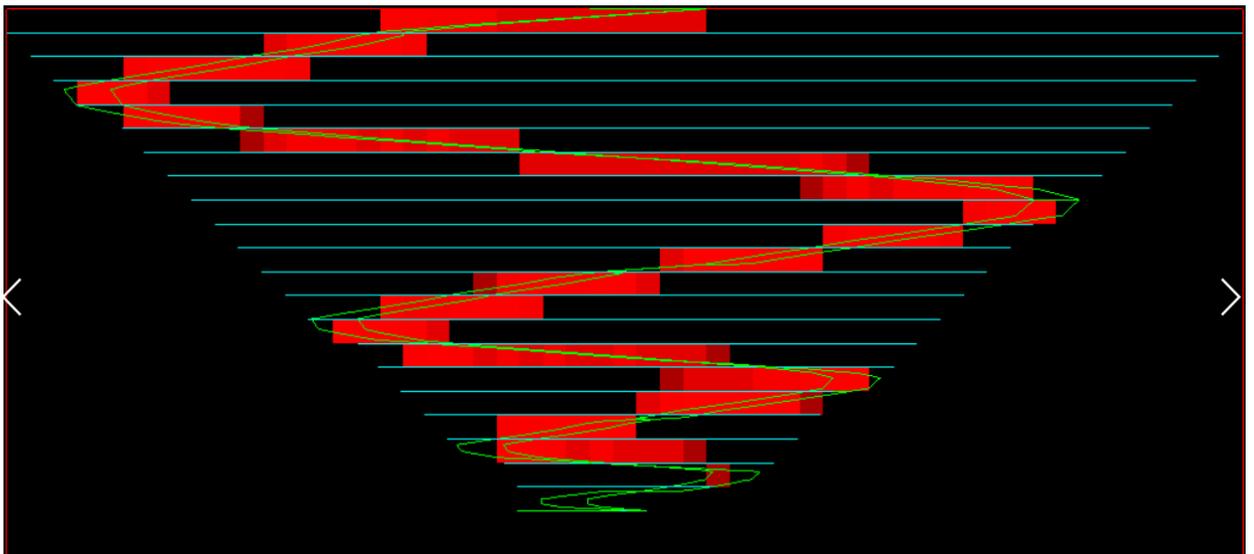


Ilustración 54: Vista Y-Z pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes X-Y

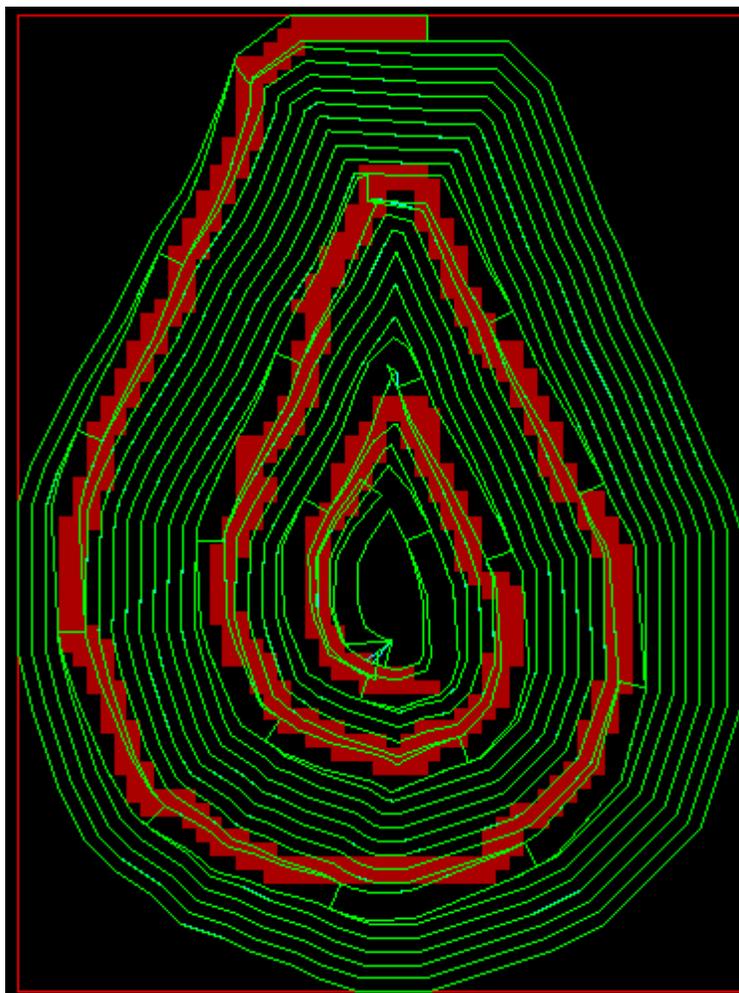


Ilustración 55: Vista X-Y pendiente 7% modelo Marvin Caso de Estudio

Pendiente 8%

Ejes X-Z

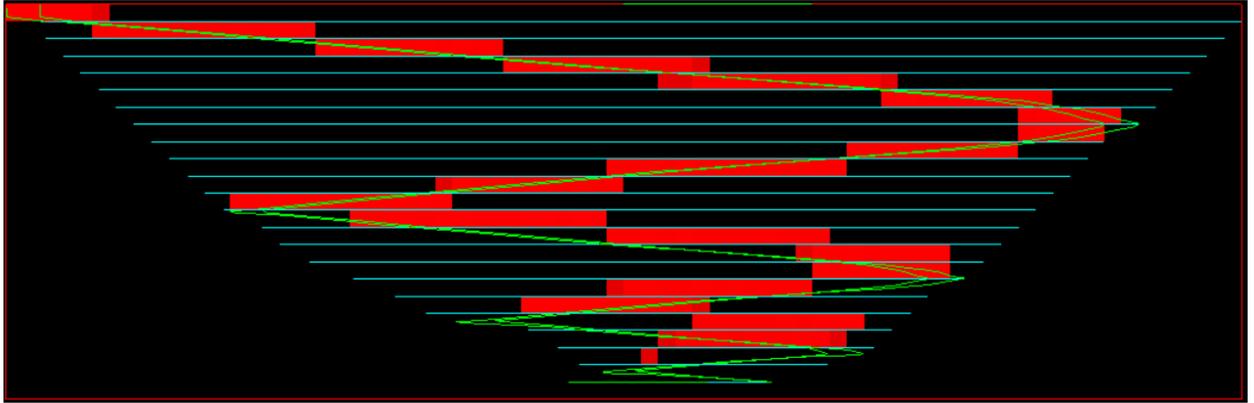


Ilustración 56: Vista X-Z pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes Y-Z

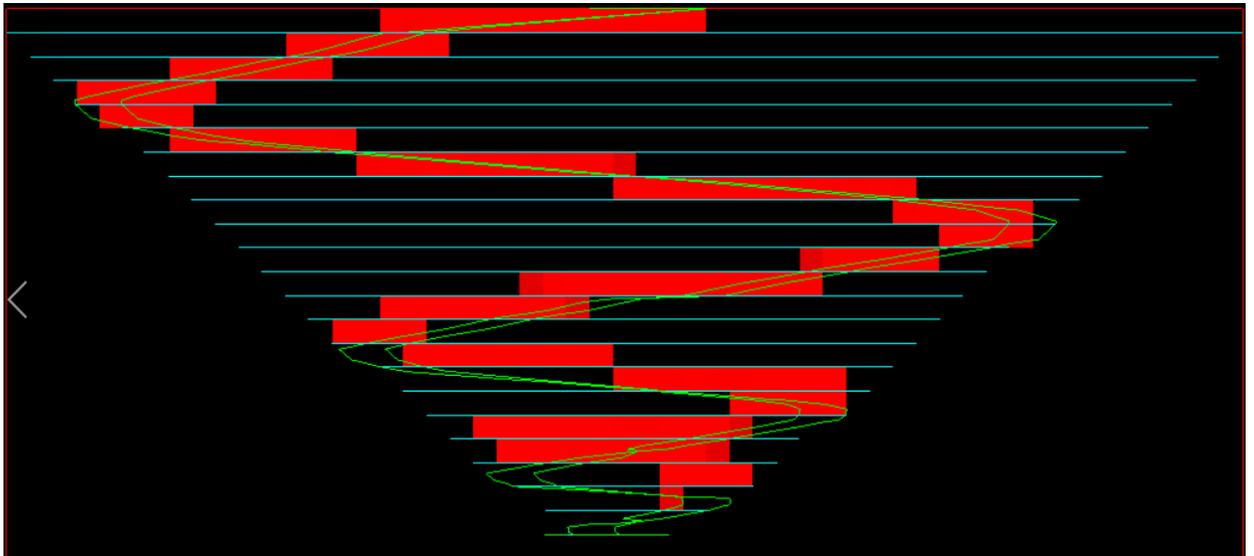


Ilustración 57: Vista Y-Z pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes X-Y

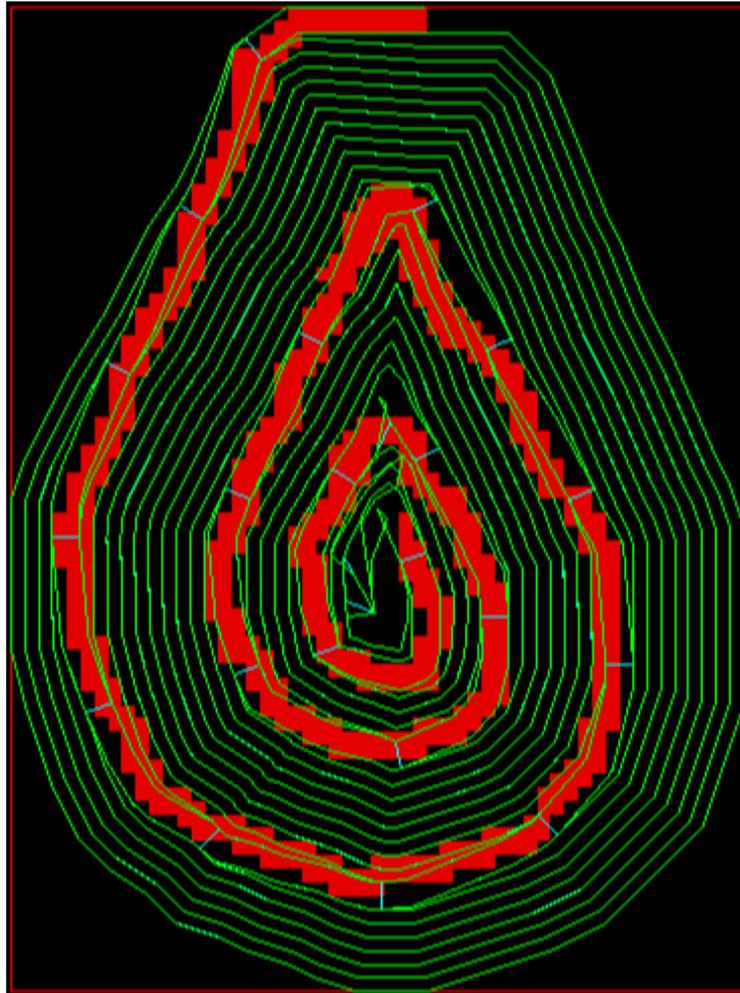


Ilustración 58: Vista X-Y pendiente 8% modelo Marvin Caso de Estudio

Pendiente 9%

Ejes X-Z

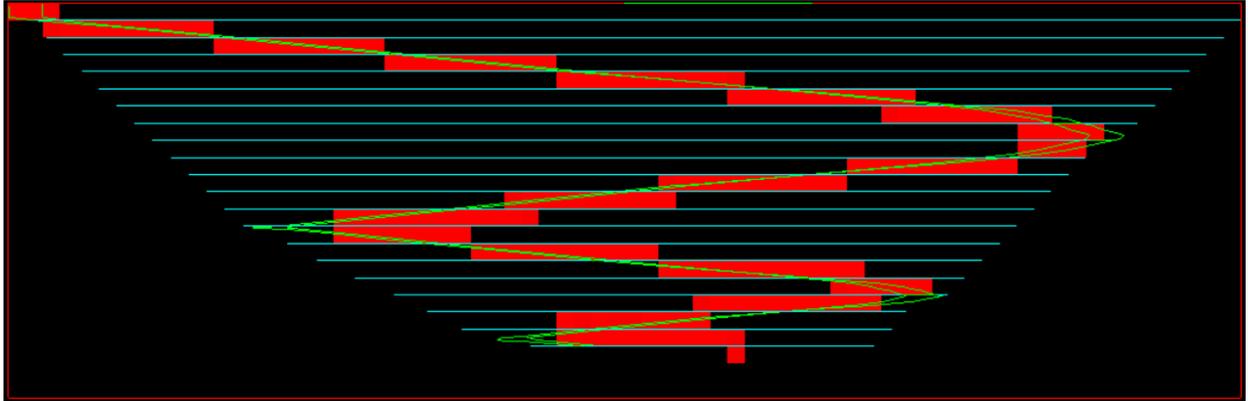


Ilustración 59: Vista X-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes Y-Z

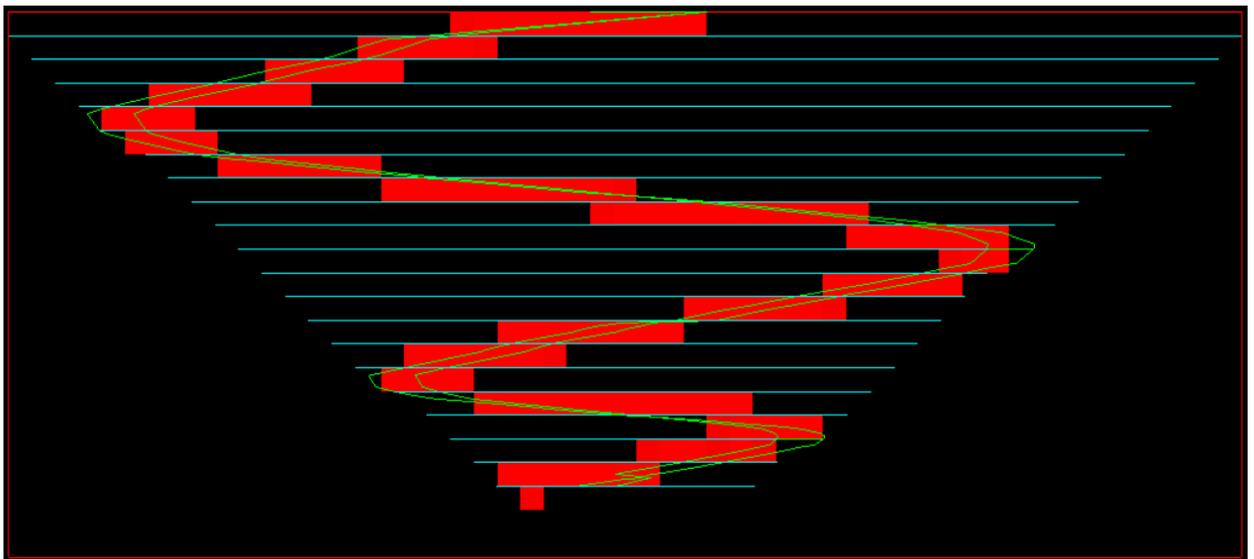


Ilustración 60: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes X-Y

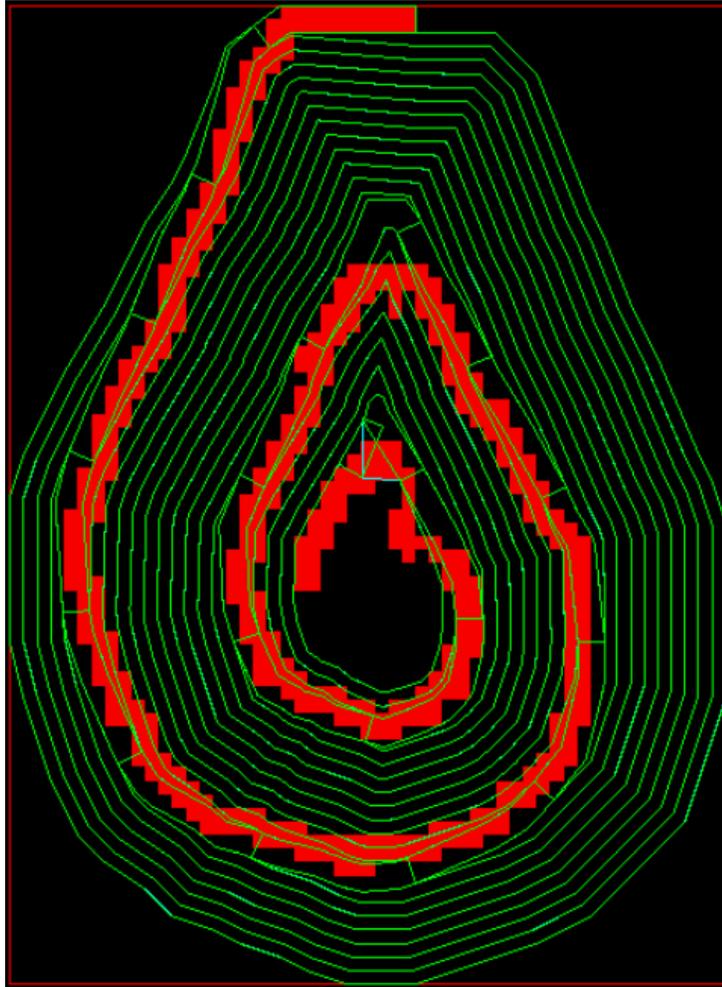


Ilustración 61: Vista Y-Z pendiente 9% modelo Marvin Caso de Estudio

Pendiente 10%

Ejes X-Z

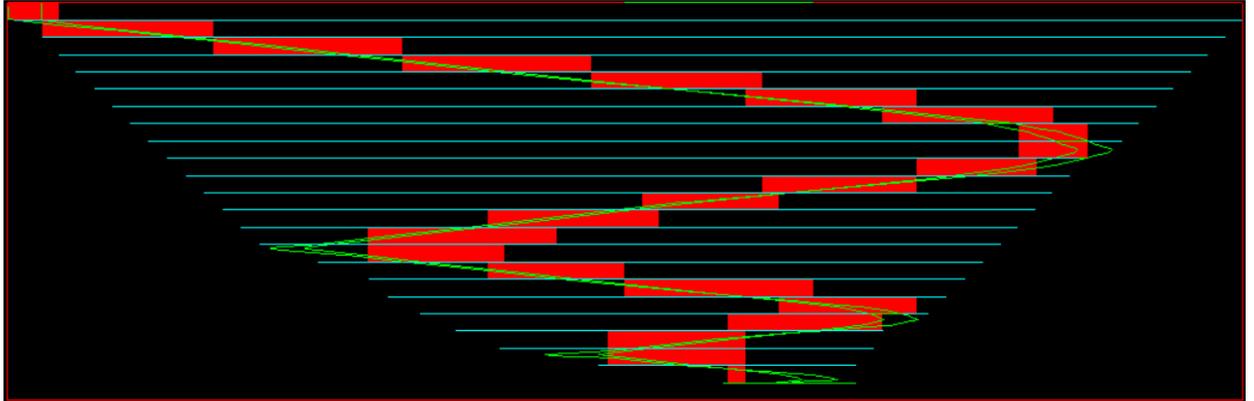


Ilustración 62: Vista X-Z pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes Y-Z

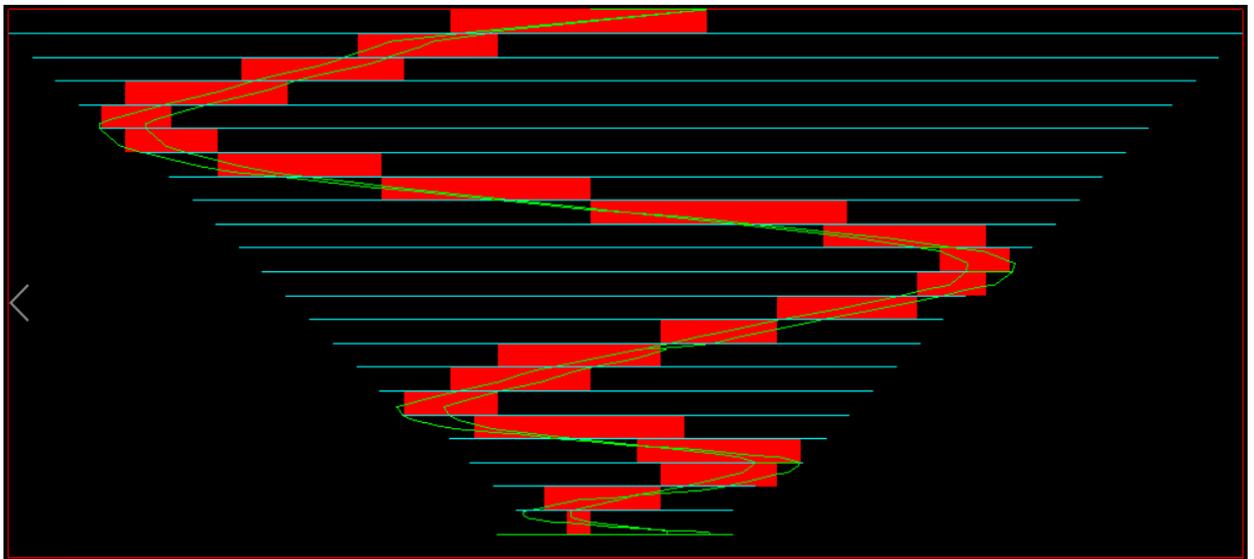


Ilustración 63: Vista Y-Z pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes X-Y

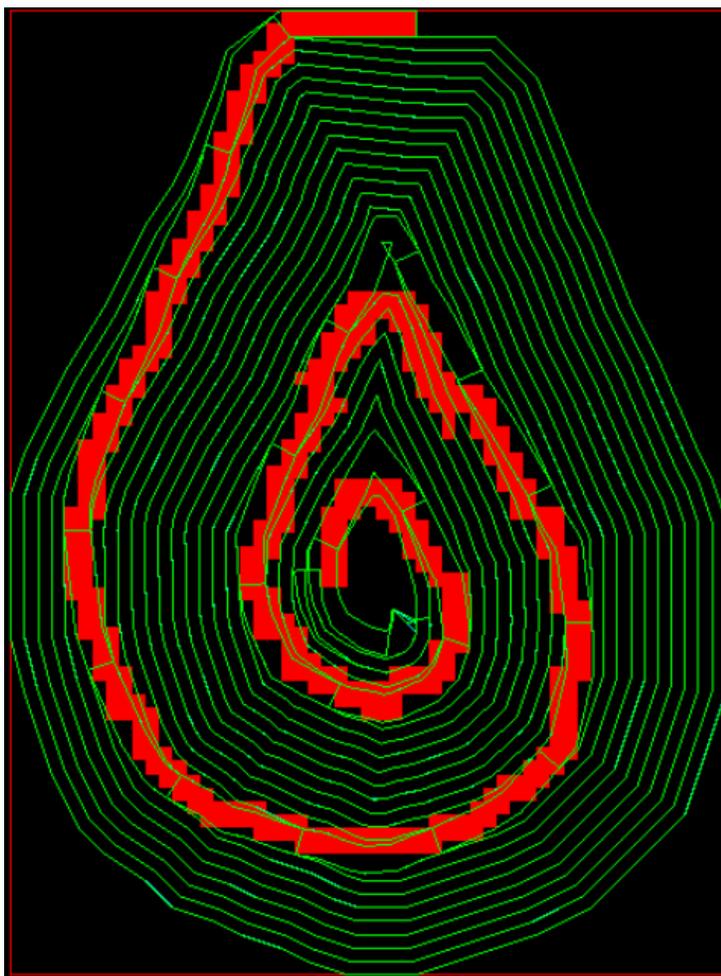


Ilustración 64: Vista X-Y pendiente 10% modelo Marvin Caso de Estudio

Pendiente 11%

Ejes X-Z

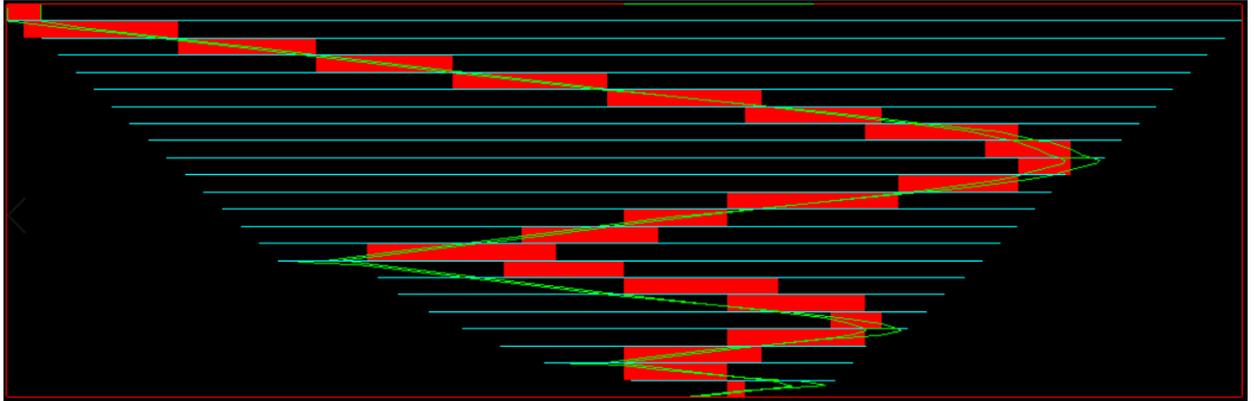


Ilustración 65: Vista X-Z pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes Y-Z

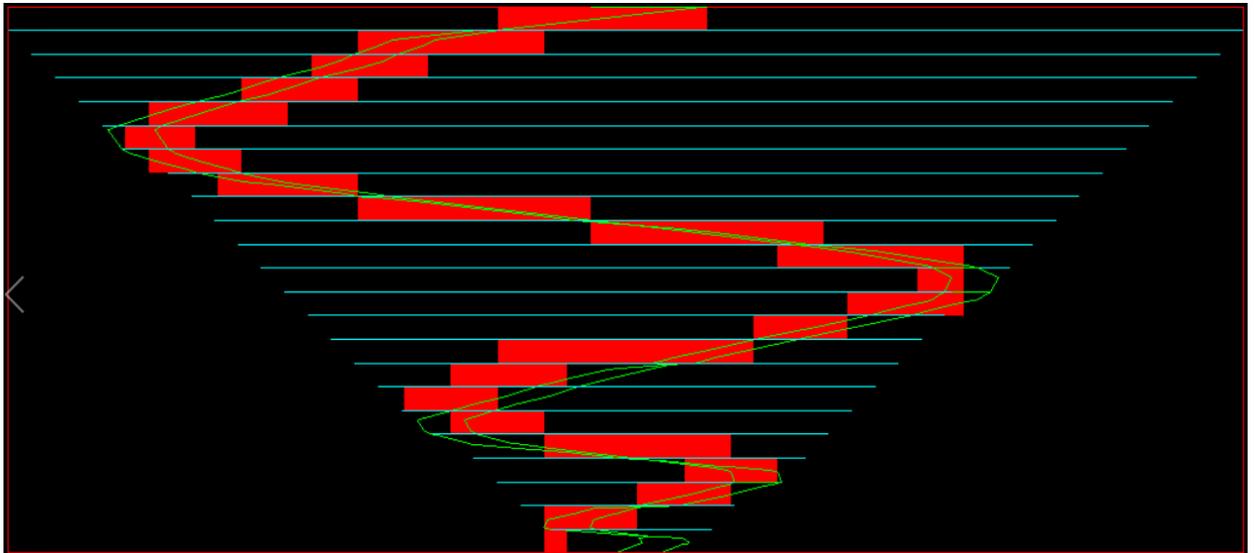


Ilustración 66: Vista Y-Z pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio

Ejes X-Y

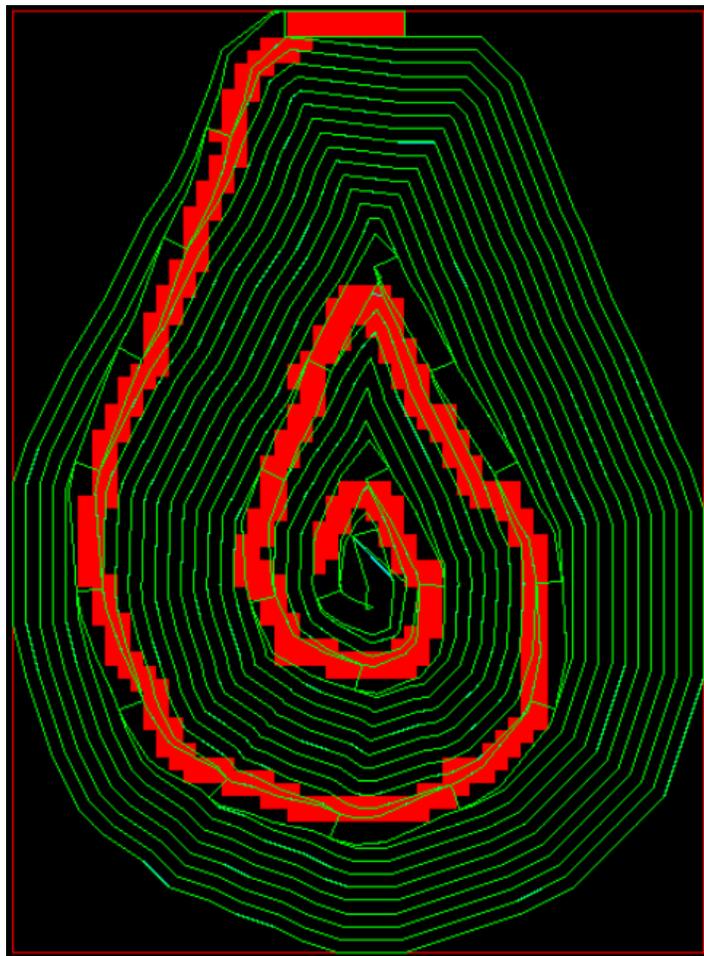


Ilustración 67: Vista X-Y pendiente 11% modelo Marvin Caso de Estudio