



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

COMPARACIÓN DE METODOLOGÍAS DE PLANIFICACIÓN DE LARGO PLAZO EN MINERÍA A CIELO ABIERTO

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

DIEGO ANDREAS CANALES ESPINOZA

PROFESOR GUÍA:

GONZALO NELIS SUAZO

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

ENRIQUE JÉLVEZ MONTENEGRO

MARCOS BARBOZA ROCO

SANTIAGO DE CHILE

2018

Resumen

El presente trabajo tiene por objetivo comparar la metodología tradicional frente la metodología de agendamiento directo de bloques en cada aspecto de la planificación a largo plazo para la minería de cielo abierto a través de un caso de estudio, el cual corresponde a un modelo de bloques de oro obtenido a través de la librería Minelib.

Para la comparación se usaron datos reales, los cuales se obtuvieron a través de la misma librería del modelo, con los cuales se procedió a definir los parámetros básicos para la planificación. En la metodología tradicional se definieron 5 fases en base a los pits anidados obtenidos, en cambio para la metodología DBS se obtuvieron 7 periodos para llevar a diseño. Además, a través de las herramientas de Doppler se definieron los planes de producción, que resultaron para ambas metodologías con una capacidad mina escogida de 17 [Mtons/año] y una vida de 7 años. Cabe destacar que la mina contenía de dos pits de diferente tamaño y extensión, y cada uno se evaluó por separado para aplicar en forma correcta las restricciones operacionales por fase.

Con estos resultados se procedió a realizar una operativización con el diseño minero de las fases y periodos acorde a cada metodología según restricciones operacionales a través del software Vulcan, donde la metodología tradicional logra extraer un total de 24 bancos y la metodología DBS extrae 25 bancos en el pit más grande, y para el pit más pequeño ambas metodologías logran extraer 12 bancos. Con estos diseños se llevó a cabo una cubicación con el fin de generar una secuencia de extracción a través de planilla de cálculo y posteriormente dimensionar las flotas de equipos que se utilizaran para el estudio. La secuencia de extracción obtenida para ambas metodologías entregó un plan de producción suavizado y que fijó la vida de la mina en 9 años debido que la capacidad máxima alcanzada por la planta fue de 10 [Mtons/año] en conjunto con las limitantes operacionales.

Una vez definida la secuencia de extracción se procedió a calcular los costos para finalmente obtener el VAN de cada caso, donde la metodología tradicional reportó un VAN de 626.4 MUSD, en cambio a la metodología DBS un VAN de 658.1 MUSD, lo que equivale a una diferencia del 5%.

Se concluye con esto que, desde el punto de vista económico, la metodología DBS no genera una mayor diferencia de lo que se obtiene en la metodología tradicional. Por otro lado, las secuencias de extracción y así mismo el diseño minero de las fases de la metodología DBS logran ser mejores que la de la metodología tradicional en términos de tener menores distancias por año y menor extracción de lastre adicional, por lo que resulta interesante generar estudios enfocados a yacimientos con más de un mineral de interés, así como la integración del blending en los criterios de decisión, que puedan a prueba esta alternativa de planificación. Con esto se lograría aportar y complementar los estudios realizados en torno al agendamiento directo de bloques.

Abstract

The objective of the present work is to compare the traditional methodology of mine planning for open pit in long term against the alternative direct block scheduling in every aspect through a case of study, which is a block model of gold obtained from the public digital library Minelib.

For the comparison, real data were used, which were obtained through the same model library, and then we proceeded to define the basic parameters for the mine plan. In the traditional methodology, 5 phases were defined based on the nested pits obtained, while for the DBS methodology, 7 periods were obtained to carry out the design. In addition, through the Doppler tools the production plans were defined, which resulted for both methodologies with a mine capacity of 17 [Mtons / year] and a life of 7 years. It should be noted that the mine was formed of two pits of different size and extension, and each was separately evaluated to correctly apply the operational restrictions by phase.

With these results, a mine design of the phases and periods according to each methodology was carried out according to operational restrictions through the Vulcan software, where the traditional methodology manages to extract a total of 24 benches and the DBS methodology extracts 25 benches in the larger pit, and for the smallest pit both methodologies manage to extract 12 benches. With these designs, a calculation of reserves was carried out generate a sequence of extraction through spreadsheets and subsequently calculate the equipment fleet that will be used for the study. The extraction sequence obtained for both methodologies delivered a smoothed production plan that fixed the mine's life in 9 years because the maximum capacity reached by the plant was 10 [Mtons/year] in conjunction with the operational limitations.

Once the extraction sequence was defined, the costs were calculated to finally obtain the NPV for each case, where the traditional methodology reported a NPV of 626.4 MUSD, in contrast to the DBS methodology, a NPV of 658.1 MUSD, which is equivalent to a difference of 5%.

The conclusion of this work is that, from the economic point of view, the DBS methodology does not generate a greater difference than what is obtained in the traditional methodology. On the other hand, the extraction sequences and also the mine design of the DBS methodology phases are better than the traditional methodology in terms of having shorter distances per year and less extraction of additional waste, so it is interesting to generate studies focused on deposits with more than one mineral of interest, as well as the integration of blending in the decision criteria, that can put this planning alternative to the test. With this it would be possible to contribute and complement the studies carried out around the direct block scheduling.

Tabla de contenido

1.	Introducción	1
1.1.	Motivación	2
1.2.	Objetivos	2
1.2.1.	Objetivo general	2
1.2.2.	Objetivos específicos	2
1.3.	Alcances.....	3
2.	Antecedentes	4
2.1.	Planificación para minería a cielo abierto.....	4
2.1.1.	Metodología tradicional	4
2.1.2.	Metodología DBS.....	7
2.2.	Softwares a utilizar	12
2.2.1.	DOPPLER.....	12
2.2.2.	Vulcan.....	13
3.	Metodología.....	14
3.1.	Planificación minera desde la metodología tradicional	14
3.2.	Planificación minera desde la metodología DBS.....	19
4.	Definición de la envolvente económica para las metodologías de planificación.....	21
4.1	Introducción	21
4.2	Información base.....	21
4.2.1	Modelo de bloques.....	21
4.2.2	Modelo económico.....	23
4.3	Definición de pits anidados para metodología tradicional	24
4.3.1	Plan de producción a través de “Agendamiento por bloques”	30
4.3	Definición de plan de producción para metodología DBS	31
4.4.	Comparación de agendamientos en Doppler para ambas metodologías	35
5.	Diseño minero y operativización de los planes de producción en ambas metodologías.....	38
5.1	Introducción	38
5.2	Definición de parámetros para diseño minero	38
5.2.1	Parámetros de diseño de banco	38
5.2.2	Dimensionamiento de flota de carguío	39
5.2.3	Definición de ancho operacional y ancho de rampa.....	41
5.3	Diseño de fases y periodos para ambas metodologías	43
5.3.1	Diseño de fases de metodología tradicional.....	43

5.3.2	Diseño de periodos para metodología DBS	47
5.4.	Comparación de diseños para ambas metodologías	53
6.	Planes de producción suavizados y evaluación económica	56
6.1	Introducción	56
6.2	Secuencia de extracción y plan de producción para metodología tradicional	56
6.2	Secuencia de extracción y plan de producción para metodología DBS	57
6.3	Comparación y análisis entre las secuencias de extracción de ambas metodologías	59
6.4	Dimensionamiento flota de camiones y costo operacional de transporte	60
6.5.	OPEX resumido según dimensionamiento flota de servicios	64
6.6.	OPEX total según cada metodología.....	64
6.7.	Costos de inversión – CAPEX según cada metodología	66
6.8.	Flujo de caja (VAN) para ambas metodologías	69
6.8.1.	Tributación	70
6.8.2.	Flujos de caja metodología tradicional	70
6.8.3.	Flujos de caja metodología DBS.....	72
6.8.4.	Análisis y comparación de flujo de caja	73
7.	Conclusiones	76
8.	Bibliografía	78
9.	Anexos.....	80
9.1.	Anexo 1: Detalle de bancos para cada fase en metodología tradicional	80
9.2.	Anexo 2: Detalle de bancos por fase para metodología DBS.....	87
9.3.	Anexo 3: Detalle secuencia de extracción metodología tradicional con restricciones	96
9.4.	Anexo 4: Detalle secuencia de extracción metodología tradicional sin restricciones.....	109
9.5.	Anexo 5: Detalle secuencia de extracción metodología DBS con restricciones	111
9.6.	Anexo 6: Detalle secuencia de extracción metodología DBS sin restricciones	127
9.7.	Anexo 7: Plan de producción suavizado para ambas metodologías sin restricciones operacionales y dimensionamiento de sus camiones	138
9.8.	Anexo 8: Detalle de imágenes para el desarrollo por años en la secuencia de extracción la metodología tradicional	141
9.9.	Anexo 9: Detalle de imágenes para el desarrollo por años en la secuencia de extracción la metodología DBS.....	146
9.10.	Anexo 10: Metodología dimensionamiento Flota de Servicio	151
9.11.	Anexo 11: Dimensionamiento de equipos de servicio.....	152
9.12.	Anexo 12: Costos operacionales para la flota de servicio	154
9.12.1	Wheeldozer.....	154

9.12.2 Motoniveladoras	156
9.12.3 Bulldozers	157
9.12.4 Camiones aljibes	159
9.12.5 Pala de servicio	161
9.13. Anexo 13: CAPEX para casos sin restricciones operacionales	164
9.14. Anexo 14: Flujos de caja para casos sin restricciones operacionales	166
9.15. Anexo 15: Análisis de sensibilidad	169
9.15.1 Análisis de sensibilidad metodología tradicional	169
9.15.2 Análisis de sensibilidad metodología DBS	170
9.16. Anexo 16: Comparación y análisis entre casos original y caso definido para evaluación	173

Índice de tablas

Tabla 4.1. Resumen de características del modelo de bloques “Mclaughlin_limit”	21
Tabla 4.2. Modelo económico a utilizar en la planificación	23
Tabla 4.3. Resumen de fases según revenue factor que abarcan	25
Tabla 4.4. Tonelaje de estéril y mineral por fase	29
Tabla 4.5. Resumen de las fases obtenidas a partir del agendamiento en Toposort	32
Tabla 5.1. Parámetros de diseño de los bancos	38
Tabla 5.2. Parámetros operacionales de carguío y dimensionamiento de cargadores frontales	40
Tabla 5.3. Componentes para definir el ancho operacional	41
Tabla 5.4. Componentes para definir el ancho de la rampa	42
Tabla 5.5. Resumen de tonelajes por fases definidas por diseño minero	46
Tabla 5.6. Resumen de tonelajes cubicados para los periodos de la metodología DBS	52
Tabla 5.7. Variaciones entre los resultados de Doppler y el diseño operativizado para el tonelaje por fase, su ley media y su REM en la metodología tradicional	54
Tabla 5.8. Variaciones entre los resultados de Doppler y el diseño operativizado para el tonelaje por fase, su ley media y su REM en la metodología DBS	54
Tabla 6.1. Detalle del plan de producción para la metodología tradicional	57
Tabla 6.2. Detalle del plan de producción para la metodología DBS	58
Tabla 6.3. Parámetros de velocidad para camión de transporte	61
Tabla 6.4. Parámetros operacionales para transporte	61
Tabla 6.5. Detalle de distancias por fases para metodología tradicional	61
Tabla 6.6. Detalle de distancias por periodos para metodología DBS	62

Tabla 6.7. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	62
Tabla 6.8. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	62
Tabla 6.9. Resumen del OPEX registrado por el área de servicios mina según caso evaluado	64
Tabla 6.10. OPEX del área de perforación y tronadura	64
Tabla 6.11. OPEX total para cada caso evaluado segpun metodología	65
Tabla 6.12. Detalle de inversiones por área para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	67
Tabla 6.13. CAPEX total para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales	67
Tabla 6.14. Detalle de inversiones por área para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	67
Tabla 6.15. CAPEX total para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	68
Tabla 6.16. Gastos de capital misceláneos	68
Tabla 6.17. Esquema a seguir para realizar el flujo de caja para cada caso.....	70
Tabla 6.18. Flujo de caja para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	71
Tabla 6.19. Flujo de caja para caso de metodología DBS con restricciones operacionales	72
Tabla 9.1. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 1	80
Tabla 9.2. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 2	80
Tabla 9.3. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 3	81
Tabla 9.4. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 4	82
Tabla 9.5. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 5	84
Tabla 9.6. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 1 de DBS	87
Tabla 9.7. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 2 de DBS	87
Tabla 9.8. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 3 de DBS	88
Tabla 9.9. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 4 de DBS.....	89
Tabla 9.10. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 5 de DBS	90
Tabla 9.11. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 6 de DBS.....	91
Tabla 9.12. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 7 de DBS	93
Tabla 9.13. Detalle de secuencia de extracción año 1 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	96
Tabla 9.14. Detalle de secuencia de extracción año 2 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	98
Tabla 9.15. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	100
Tabla 9.16. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	102

Tabla 9.17. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	104
Tabla 9.18. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	105
Tabla 9.19. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	107
Tabla 9.20. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	108
Tabla 9.22. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	109
Tabla 9.23. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	110
Tabla 9.24. Detalle de secuencia de extracción año 1 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	111
Tabla 9.25. Detalle de secuencia de extracción año 2 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	114
Tabla 9.26. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	116
Tabla 9.27. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	118
Tabla 9.28. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	121
Tabla 9.29. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	123
Tabla 9.30. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	124
Tabla 9.31. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	125
Tabla 9.32. Detalle de secuencia de extracción año 9 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	126
Tabla 9.33. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	127
Tabla 9.34. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	129
Tabla 9.35. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	132
Tabla 9.36. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	133
Tabla 9.37. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	135

Tabla 9.38. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales	136
Tabla 9.39. Detalle del plan de producción de la metodología tradicional sin restricciones operacionales	138
Tabla 9.40. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	139
Tabla 9.41. Detalle de plan de producción para la metodología DBS sin restricciones operacionales	139
Tabla 9.42. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	140
Tabla 9.43. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	152
Tabla 9.44. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	152
Tabla 9.45. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	153
Tabla 9.46. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	153
Tabla 9.47. Parámetros económicos de un wheeldozer.....	154
Tabla 9.48. Costo operacional asociado a los wheeldozeres en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	154
Tabla 9.49. Costo operacional asociado a los wheeldozeres en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	154
Tabla 9.50. Costo operacional asociado a los wheeldozeres en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	155
Tabla 9.51. Costo operacional asociado a los wheeldozeres en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	155
Tabla 9.52. Parámetros económicos para las motoniveladoras	156
Tabla 9.53. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	156
Tabla 9.54. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	156
Tabla 9.55. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	157
Tabla 9.56. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	157
Tabla 9.57. Parámetros económicos de un bulldozer	158
Tabla 9.58. Costo operacional asociado a los bulldozeres en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	158

Tabla 9.59. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	158
Tabla 9.60. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	159
Tabla 9.61. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	159
Tabla 9.62. Parámetros económicos de un camión aljibe	159
Tabla 9.63. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	160
Tabla 9.64. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	160
Tabla 9.65. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	160
Tabla 9.66. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	161
Tabla 9.67. Parámetros económicos de la pala de servicio	161
Tabla 9.68. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales.....	162
Tabla 9.69. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	162
Tabla 9.70. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales.....	162
Tabla 9.71. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	163
Tabla 9.72. Detalle de inversiones por área para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales.....	164
Tabla 9.73. CAPEX total para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales	164
Tabla 9.74 . Detalle de inversiones por área para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales	164
Tabla 9.75. CAPEX total para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales	165
Tabla 9.76. Flujo de caja para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales	166
Tabla 9.77. Flujo de caja para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales.....	167
Tabla 9.78. Análisis de sensibilidad para el precio del oro en la metodología tradicional.....	169
Tabla 9.79. Análisis de sensibilidad para el Costo Planta en la metodología tradicional	170
Tabla 9.80. Análisis de sensibilidad para el precio del oro en la metodología DBS	171
Tabla 9.81. Análisis de sensibilidad para el Costo Planta en la metodología DBS	171

Índice de ecuaciones

Ecuación 2.1. “Problema de agendamiento de bloques de mina cielo abierto”	8
Ecuación 2.2. “Problema de agendamiento de producción con restricción de precedencia”	9
Ecuación 2.3. “Problema general con restricción de precedencia”	9
Ecuación 2.4. “Programa lineal en base a GPCP”	10
Ecuación 3.1. Determinación del beneficio por bloque.....	14
Ecuación 3.2. Ley de corte.....	14
Ecuación 3.3. Ley marginal	15
Ecuación 3.4. Requerimiento en m ³ para el dimensionamiento de flota carguío	17
Ecuación 3.5. Fórmula para el cálculo del ancho operacional	18
Ecuación 3.6. Fórmula para calcular el ancho de rampa	19

Índice de figuras

Figura 2.1. Ejemplo de cono flotante	5
Figura 2.2 Ejemplo de Lerchs y Grossman	6
Figura 2.3. Demostración grafica de heurística Sliding Window	11
Figura 3.1. Ejemplo modelo de bloques	14
Figura 3.2. Ejemplo de pits anidados en 3D	15
Figura 3.3. Ejemplo de gráfico de valor y tonelaje por pit.....	15
Figura 3.4. Ejemplo de extracción por “Best case”	16
Figura 3.5. Dimensionamiento de ancho operacional	18
Figura 3.6. Dimensionamiento del ancho de rampa para el pit.....	18
Figura 3.7. Ejemplo de operativización de fases en Vulcan	19
Figura 4.1. Vista isométrica del modelo de bloques “Mclaughlin_limit” de la librería Minelib.....	22
Figura 4.3. Gráfica de valor y tonelaje por pit ordenado según revenue factor	24
Figura 4.4. Representación 3D del modelo según revenue factors	25
Figura 4.5. Vista de corte en plano YZ de fase 1	26
Figura 4.6. Vista de corte en plano Xz de fase 1	26
Figura 4.7. Vista de corte en plano YZ de fase 2	26
Figura 4.8. Vista de corte en plano XZ de fase 2	27
Figura 4-9. Vista de corte en plano YZ de fase 3.....	27
Figura 4-10. Vista de corte en plano XZ de fase 3.....	27
Figura 4.11. Vista de corte en plano YZ de fase 4	28

Figura 4.12. Vista de corte en plano XZ de fase 4	28
Figura 4.13. Vista de corte en plano YZ de fase 5	28
Figura 4.14. Vista de corte en plano XZ de fase 5	29
Figura 4.15. Vista frontal en corte YZ de las fases escogidas	30
Figura 4.16. Plan de producción a partir del agendamiento por bloques.....	31
Figura 4.17. Vista frontal del modelo de bloques y sus periodos de extracción dado por el agendamiento por bloques	31
Figura 4.18. Plan de producción definido a través de la herramienta Toposort para el agendamiento directo de bloques	32
Figura 4.19. Vista isométrica de los periodos de extracción para la optimización en Toposort	33
Figura 4.20. Vista corte YZ de los periodos de extracción para la optimización en Toposort.....	33
Figura 4.21. Vista corte XY de los periodos de extracción para la optimización en Toposort.....	34
Figura 4.22. Vista isométrica del estéril y mineral para la optimización en Toposort	34
Figura 4.23. Vista en corte YZ del estéril y mineral para la optimización en Toposort	35
Figura 4.24. Vista corte XY del estéril y mineral para la optimización en Toposort.....	35
Figura 4.25. “Slice” en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el material ubicado sobre topografía.....	36
Figura 4.26. “Slice” en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el pit más pequeño	36
Figura 4.27. “Slice” en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el pit más grande	37
Figura 5-1. Estructura de parámetros de bancos y rampas en un pit	39
Figura 5.2. Imagen referencial de cargador frontal CAT 988K	40
Figura 5.3. Imagen referencial de camión Komatsu HD605-8	40
Figura 5.4. Posición Camión-Cargador para definir el ancho operacional	42
Figura 5.5. Estructura gráfica de rampa de transporte.....	42
Figura 5.6. Diseño de la fase 1 tradicional.....	43
Figura 5.7. Diseño de la fase 2 tradicional.....	44
Figura 5.8. Diseño de la fase 3 tradicional.....	44
Figura 5.9. Diseño de la fase 4 tradicional.....	45
Figura 5.10. Diseño de la fase 5 tradicional.....	45
Figura 5.11. Vista en planta del diseño de fases para la metodología tradicional	46
Figura 5.12. Vista del pit final a partir del diseño realizado en Vulcan para la metodología tradicional	47
Figura 5.13. Vista de sectores que quedaron fuera del diseño de la metodología tradicional en el pit más profundo.	47
Figura 5.14. Diseño la primera fase en la metodología DBS	48
Figura 5.15. Diseño de la segunda fase de la metodología DBS	48
Figura 5.16. Diseño de la tercera fase de la metodología DBS	49

Figura 5.17. Diseño de la cuarta fase de la metodología DBS.....	49
Figura 5.18. Diseño de la quinta fase de la metodología DBS	50
Figura 5.19. Diseño de la sexta fase de la metodología DBS	51
Figura 5.20. Diseño de la séptima fase de la metodología DBS	51
Figura 5.21. Vista en planta del diseño realizado para las fases de la metodología DBS.....	52
Figura 5.22. Vista de “slice” en eje YZ que muestra el pit final alcanzado por el diseño de la metodología DBS.....	53
Figura 5.23. Vista de “slice” en eje YZ que muestra sectores que quedaron fuera del diseño de la metodología DBS.....	53
Figura 6.1. Plan de producción suavizado para la metodología tradicional	57
Figura 6.2. Plan de producción suavizado para la metodología DBS	58
Figura 6.3. Periodos de secuencia de extracción de la metodología tradicional	59
Figura 6.4. Periodos de secuencia de extracción de la metodología DBS.....	60
Figura 6.5. Comparación de costos operacional en el área de transportes por periodos en ambas metodologías	63
Figura 6.6. Comparación del OPEX total para cada metodología en todos sus periodos	66
Figura 6.7. Detalle de la comparación de OPEX total en ambas metodologías del año 1 al 8	66
Figura 6.8. Comparación de CAPEX total para ambas metodologías.....	69
Figura 6.9. Comparación de flujos de caja anuales entre ambas metodologías	74
Figura 6.10. Comparación de ingresos por venta entre ambas metodologías	74
Figura 9.1. Plan de producción suavizado para la metodología tradicional sin restricciones operacionales	138
Figura 9.2. Plan de producción suavizado para la metodología DBS sin restricciones operacionales	140
Figura 9.3. Gráfica de extracción realizada en el año 1 de la metodología tradicional con restricciones operacionales	141
Figura 9.4. Gráfica de extracción realizada en el año 2 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	141
Figura 9.5. Gráfica de extracción realizada en el año 3 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	142
Figura 9.6. Gráfica de extracción realizada en el año 4 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	142
Figura 9.7. Gráfica de extracción realizada en el año 5 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	143
Figura 9.8. Gráfica de extracción realizada en el año 6 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	143
Figura 9.9. Gráfica de extracción realizada en el año 7 de la metodología tradicional con restricciones operacionales.....	144

Figura 9.10. Gráfica de extracción realizada en el año 8 de la metodología tradicional con restricciones operacionales	144
Figura 9.11. Gráfica de extracción realizada en el año 9 de la metodología tradicional con restricciones operacionales	145
Figura 9.12. Vista isométrica de extracción realizada a lo largo de todos los periodos de la metodología tradicional con restricciones operacionales	145
Figura 9.13. Gráfica de extracción realizada en el año 1 de la metodología DBS con restricciones operacionales	146
Figura 9.14. Gráfica de extracción realizada en el año 2 de la metodología DBS con restricciones operacionales	146
Figura 9.15. Gráfica de extracción realizada en el año 3 de la metodología DBS con restricciones operacionales	147
Figura 9.16. Gráfica de extracción realizada en el año 4 de la metodología DBS con restricciones operacionales	147
Figura 9.17. Gráfica de extracción realizada en el año 5 de la metodología DBS con restricciones operacionales	148
Figura 9.18. Gráfica de extracción realizada en el año 6 de la metodología DBS con restricciones operacionales	148
Figura 9.19. Gráfica de extracción realizada en el año 7 de la metodología DBS con restricciones operacionales	149
Figura 9.20. Gráfica de extracción realizada en el año 8 de la metodología DBS con restricciones operacionales	149
Figura 9.21. Gráfica de extracción realizada en el año 9 de la metodología DBS con restricciones operacionales	150
Figura 9.22. Vista isométrica de extracción realizada a lo largo de todos los periodos de la metodología DBS con restricciones operacionales	150
Figura 9.23. Resumen de análisis de sensibilidad para metodología tradicional	170
Figura 9.24. Resumen de análisis de sensibilidad para metodología DBS	172
Figura 9.25. Plan de producción para la optimización obtenida con Sliding Window para DBS con nuevas capacidades	173
Figura 9.26. Vista YZ de los periodos en la optimización de Toposort y Sliding Window	174
Figura 9.27. Vista XY de los periodos en la optimización de Toposort y Sliding Window	174
Figura 9.28. Vista isométrica del estéril y mineral en la optimización de Toposort y Sliding Window	175
Figura 9.29. Vista YZ del estéril y mineral en la optimización de Toposort y Sliding Window	176

1. Introducción

La minería es una actividad económica e industrial que se representa por la explotación o extracción de los minerales que se han acumulado en el suelo y subsuelo en forma de yacimientos a lo largo del tiempo, siendo una de las actividades más antiguas de la humanidad, y sus productos un elemento esencial para la civilización moderna. Como tal presenta características únicas que la distinguen del resto, dentro de las cuales se puede apreciar que tiene una duración finita y definida, es intensiva en inversión y construcción los primeros años, es de alto riesgo debido al retorno de capital en los primeros periodos y la volatilidad de los precios tipo commodity que depende de la oferta y la demanda, pero así mismo se equiparan estas condiciones con sus beneficios y altos retornos además de las utilidades.

Lograr transformar un yacimiento de minerales en una mina es una labor que se divide en etapas que demandan capital, tiempo, exactitud, rigurosidad y un equipo de trabajo con personas calificadas. Las etapas se pueden resumir en prospección, exploración, evaluar el proyecto, desarrollarlo y construir, producir y explotar, y finalmente el cierre de mina.

Dentro de estas etapas se encuentra uno de los procesos más importantes de la minería, el cual corresponde a la planificación minera, la cual juega un rol muy importante en el negocio, ya que convierte el recurso en reserva y el valor de esta determina el valor económico aguas abajo del proceso y los flujos futuros. Encontrar el orden óptimo en que deben ser habilitadas las áreas de una mina para su explotación es un problema de cálculo muy difícil, lo que impide analizar múltiples escenarios sin considerar la dificultad y tamaño que pueda presentar el yacimiento.

En este escenario es posible reconocer la planificación de largo plazo, la cual provee un plan de producción que determina la cantidad de mineral y material que se debe mover a lo largo de la vida de la mina y en donde este horizonte de evaluación está discretizado, por lo general, en periodos de tiempo de un año y teniendo como objetivo maximizar el valor del negocio considerando:

- restricciones de capacidad de extracción y transporte
- capacidad de procesamiento en planta
- el ángulo de talud
- la relación estéril/mineral
- los destinos que pueda tener el mineral

En relación con esto y según determina la metodología tradicional, se definen fases de extracción dentro del rajo, que estructuran un orden de extracción por toda la mina y cuya determinación no considera las capacidades de movimiento y procesamiento ni restricciones de mezcla, lo que compromete el valor final del negocio. En la industria actual, existen metodologías alternativas que buscan resolver el problema de abordar estas restricciones, como lo es el agendamiento directo de bloques (DBS), y que resuelven el agendamiento con un método directo.

El presente informe tiene como objetivo analizar la planificación minera a cielo abierto, tanto de la forma tradicional como con la metodología de agendamiento directo de bloques (DBS), a través del software Doppler del laboratorio DELPHOS y VULCAN, y generar un plan de producción para ambas metodologías y compararlos en términos de producción, beneficio, facilidad de uso e implantación además de su rapidez para computar resultados con dos casos de estudio.

1.1. Motivación

Lograr un avance en el estudio de la metodología DBS, así como una comparación de las ventajas y desventajas con respecto a la metodología tradicional basada en Lerch & Grossman, ya que los avances tecnológicos prueban que los nuevos métodos superan algunas barreras que Lerch & Grossman enfrenta actualmente.

Por otro lado, se busca lograr la implementación en softwares de un modelo matemático más realista, que considere aspectos operacionales, además de flexibilidad para la inclusión de otras restricciones reales, como mezclas (blending).

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Desarrollar un caso de estudio comparando as metodología tradicional de planificación con la metodología de agendamiento directo de bloques (Direct Block Scheduling) en horizontes de largo plazo en minera a cielo abierto, con enfoques tanto algorítmicos como mineros.

1.2.2. Objetivos específicos

Los objetivos específicos por etapas de desarrollo del proyecto se encuentran listados a continuación:

- Entender las diferencias de metodologías, sus supuestos, sus limitaciones, y sus usos actuales en la industria.
- Entender los distintos conceptos detrás del agendamiento directo de bloques.
- Determinar los softwares utilizados para la comparación.
- Desarrollar un plan de producción con la metodología tradicional entendida como:
 - Definición de pit final
 - calculo de pits anidados
 - determinación de fases de producción
 - agendamiento de la producción utilizando algoritmos de milawa o similares.
- Desarrollar un plan de producción utilizando la metodología DBS.

- Definir fases productivas con anchos operacionales equivalentes para ambas metodologías, para luego generar un plan de producción a partir de ellas.
- Estudiar los principales indicadores del plan de producción para ambas metodologías:
 - Saturación de procesos de mina y planta
 - Cumplimiento de restricciones metalúrgicas
 - Económicos como el VAN y la TIR.
- Comparar las metodologías en términos de facilidad de uso, limitaciones, tiempos de computo, etc.

1.3. Alcances

A continuación, se presentan los alcances del proyecto:

- Se trabajará solo con datos asociados a operaciones de cielo abierto.
- No se plantea la programación de un algoritmo específico de DBS.
- No se plantea el agendamiento de polígonos ni la generación de un plan de horizonte menor a anual.
- La determinación de diseños operativos con rampas diseñadas a mano será necesario solo cuando las fases definidas así lo permitan.
- Se evaluarán los casos de estudio particulares.

2. Antecedentes

2.1. Planificación para minería a cielo abierto

La planificación minera es la etapa de un proyecto en la cual los recursos de un yacimiento se transforman en un negocio rentable y con el máximo beneficio para la empresa, definiendo la forma en que será extraído, además del cómo y cuándo será procesado (Lerchs, 1965).

La planificación minera puede ser clasificada como **estratégica**, que busca coordinar la toma de decisiones en conjunto con la condición actual del mercado además de definir los objetivos y estrategias de la empresa, **táctica** la cual apunta al cumplimiento de los objetivos definidos en la planificación estratégica, y planificación **operativa** que define los trabajos a realizar para cumplir el plan definido.

Por otro lado, el plan de producción minero puede tener distintos enfoques según su horizonte temporal, como puede ser el planificar en el largo plazo y definir el tamaño, vida y reservas de la mina, mediano plazo que se mueve en un horizonte de uno a 3 años y define planes de producción para el cumplimiento de metas establecidas, y finalmente en el corto plazo que llega a un horizonte temporal del día a día y tiene como objetivo analizar el consumo de recursos y producción para alinearse con el presupuesto operacional dado.

Definir la vida de una mina es un proceso que se basa en definir las reservas de una mina y posteriormente un agendamiento con detalle de cómo se extraerán. Estas reservas son definidas como fases en secuencia y puede ser realizado tanto por la metodología tradicional que alude al algoritmo de Lerchs & Grossman o mediante el agendamiento directo de bloques (DBS) en el cual se han creado a lo largo del tiempo diversos algoritmos para abordarlo. En el algoritmo de Lerchs & Grossman cada fase representa la geometría de lo máximo que es posible excavar con un valor neto asociado a un factor de beneficio. Por otro lado, en el DBS las fases representan una excavación asociada a un conjunto de restricción mucho más completa en cuanto a geometría y producción además de la maximización del valor descontado neto a través del tiempo.

A continuación, se verán los dos tipos de metodología de planificación de minas a cielo abierto utilizados en la actualidad.

2.1.1. Metodología tradicional

Dentro de la metodología tradicional se puede encontrar dos algoritmos en los cuales se basa principalmente:

- **Cono flotante**

Este método heurístico tiene por objetivo realizar un estudio económico de los bloques de un modelo que estén insertos dentro de la figura de un cono invertido y que se va trasladando a través de una matriz.

Para esto se fija una ley de corte y se busca un bloque en el modelo que cumpla con tener una ley mayor a esta y este más cercano a la superficie. Posteriormente se define un cono sobre este bloque y se evalúa el beneficio de su extracción. De ser positiva, los bloques son sacados de la matriz y en caso contrario los bloques se dejan en ella, para luego repetir la búsqueda y definir otro cono en forma iterativa a través de los niveles del modelo de bloques. Cabe destacar que la forma del cono se define en función de las restricciones de extracciones, donde los bordes representan el talud del pit

Debido a la forma en que procede este método, se genera solapamiento de conos a lo largo de la matriz, además de los diferentes tamaños que se le pueden dar al cono inicial, por lo que los resultados terminan siendo al momento de definir el pit final (Vallejo, 2010).

En la figura 2.1 se observa un ejemplo de matriz de bloques valorizados a los cuales se aplicaría el método del cono flotante:

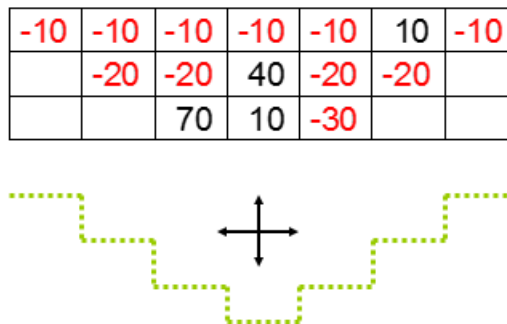


Figura 2.1. Ejemplo de cono flotante

- **Lerchs & Grossmann**

El algoritmo de Lerchs y Grossmann se enfoca en lograr maximizar el beneficio neto en la extracción aplicada a un modelo de bloques, en conjunto con definir los límites del pit final con precisión, donde se procede a abordar el modelo de bloques por secciones transversales en 2D (Lerchs, 1965).

En la figura 2.2 se muestran las matrices mediante las cuales se procede a utilizar el algoritmo, donde en primera instancia se necesita de un modelo de bloques con leyes conocidas como se ve en la primera matriz, posteriormente se procede a determinar el valor económico de cada bloque que consiste en la suma del beneficio de su extracción menos los costos de esta misma y el procesamiento del mineral, el cual queda plasmado en la segunda matriz. Luego se realiza la suma acumulativa de arriba hacia abajo de

estos valores en cada columna de forma independiente como se muestra en la tercera matriz.

G _{ij}	1	2	3	4	5	6	7
1	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	1	0.3
2		0.15	0.15	4	0.15	0.15	
3			7	1	0.1		

V _{ij}	1	2	3	4	5	6	7
1	-5	-5	-5	-5	-5	3	-5
2		-6	-6	36	-6	-6	
3			69	3	-7		

M _{ij}	1	2	3	4	5	6	7
1	-5	-5	-5	-5	-5	3	-5
2	-5	-11	-11	31	-11	-3	-5
3	-5	-11	58	34	-18	-3	-5

Figura 2.2 Ejemplo de Lerchs y Grossman

Finalmente se procede a definir una nueva matriz $P_{i,j}$ que se resuelve mediante la siguiente expresión partiendo desde el extremo superior izquierdo, además de añadir una fila con valores igual a 0 sobre la matriz:

$$P_{i,j} = M_{i,j} + \text{Max}(P_{i+k,j-1}), \quad \text{con } k = 1, 0, -1$$

Una vez definida $P_{i,j}$ se puede definir el límite del pit siguiendo el bloque con mayor valor desde el extremo superior derecho evaluando el bloque que se encuentra arriba a la izquierda, a la izquierda o abajo a la izquierda y de esta forma marcando la forma del pit final.

El algoritmo de Lerchs & Grossmann genera la máxima cantidad de fases usando como restricción únicamente la pendiente máxima. Debido a estas limitantes es necesario incorporar una segunda fase de planificación para la metodología tradicional que pueda entregar un mayor detalle tanto a las restricciones de producción como las financieras.

Esta segunda etapa apunta a la incorporación de:

- la tasa de descuento en el tiempo,
- tasas de producción
- capacidades al momento de generar las fases.

Por otro lado, se deben seleccionar un subconjunto de fases como una completa que cumpla con un ancho operacional factible, ángulo y altura máximos para el talud e incluir los accesos entre una fase y otra. También es necesario poder dar flexibilidad en las fases respecto a la posibilidad de tener una producción compartida por más de una fase para ser procesada en un periodo de tiempo. Por último, optimizar el destino de un bloque según la ley de corte y poder incorporar el **blending** dentro de la producción. Esta segunda etapa de planificación logra un **detalle operacional táctico y estratégico** en la optimización de fases.

La gran limitante de Lerchs y Grossman es el hecho de no incluir a priori en la planificación las restricciones mencionadas de la **segunda etapa** y que llevan a iterar dentro del mismo problema para lograr una solución óptima y precisa.

La secuencia de etapas para una planificación tradicional puede ser resumida en:

- Obtener un modelo de bloques
- Valorizar el modelo de bloques
- Generación de pits anidados (aplicando metodología de Lerchs y Grossmann)
- Definición de fases y construcción del plan de producción
- Diseño minero (operativización de las fases definidas anteriormente)
- Suavizar el plan de producción

Dentro de ambos métodos presentados, el más usado a nivel de softwares comerciales y que se usará en este proyecto será el algoritmo propuesto por Lerchs y Grossmann.

2.1.2. Metodología DBS

En la industria minera a lo largo del tiempo se ha utilizado lo que vimos como metodología tradicional en donde se requiere de un paso a paso para poder generar fases en base a pits anidados, para luego ser llevadas a una operativización en diseño minero, que como se recalcó, consta con falencias al no poder implementar variables cruciales en una faena y que impactan el plan minero. Ante esto, nace una alternativa a esta metodología llamado agendamiento directo de bloques o Direct Block Scheduling (DBS) que tiene por objetivo abordar la planificación minera sin este paso a paso ni definiciones de pushbacks, si no que va directo desde el modelo de bloques a los resultados de agendamiento donde se obtiene un periodo de tiempo determinado para extraer cada bloque, implementando en la optimización restricciones asociadas a capacidades de mina, blending, entre otros (Marinho, 2013). De esta forma, un profesional experimentado puede probar múltiples escenarios sólo modificando parámetros y adelantar otras etapas de su trabajo.

El desafío de esta metodología es comprobar en qué tipo de escenarios logra obtener una ventaja en la industria actual en cuanto a beneficios económicos (indicadores como el VAN), tiempo necesario para computar las soluciones de las optimizaciones, así como el nivel de complejidad de implementarla y usarla.

En este estudio se analizará y estudiará esta metodología mediante software que incorpora un modelo de optimización que será detallado a continuación, y que puede ser resuelto mediante tres tipos de herramientas heurísticas, de las cuales nos enfocaremos en dos para este estudio, Toposort y Sliding Window, cuyos fundamentos serán explicados en esta sección.

2.1.2.1. Modelo de optimización

En *Jelvez et al. 2016*, se presenta el modelo de optimización a ser resuelto en la metodología DBS es el que será abordado en este estudio, específicamente a través del software DOPPLER y su herramienta BOS2M, y cuyos algoritmos de resolución serán presentados en la siguiente sección.

El programa matemático es el “Open pit block scheduling problem” (OPBSP), donde a partir de un modelo de bloques y un horizonte de tiempo definido, se plantea el problema como se denota en la ecuación 2.x1:

$$\begin{aligned}
 (OPBSP) \quad & \text{Max } \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^N \rho^t v_i \Delta x_{it} \\
 & x_{it} \leq x_{jt} \quad (\forall (i, j) \in \mathcal{A})(\forall t \in T) \\
 & \Delta x_{it} \geq 0 \quad (\forall i \in \mathcal{B})(\forall t \in T) \\
 & \sum_{i \in \mathcal{B}} a(i, r) \Delta x_{it} \leq C_{rt}^+ \quad (\forall r \in \mathcal{R})(\forall t \in T) \\
 & \sum_{i \in \mathcal{B}} a(i, r) \Delta x_{it} \geq C_{rt}^- \quad (\forall r \in \mathcal{R})(\forall t \in T) \\
 & x_{it} \in \{0, 1\} \quad (\forall i \in \mathcal{B})(\forall t \in T)
 \end{aligned}$$

Ecuación 2.1. “Problema de agendamiento de bloques de mina cielo abierto”

Cabe destacar que, para este problema de optimización, se asume que la valorización de los bloques es hecha antes de resolverlo. Dentro de las restricciones del problema, la primera expresión representa la función objetivo, la cual es el valor descontado de los bloques extraídos a lo largo del horizonte de tiempo. La segunda expresión corresponde a las restricciones de precedencias dadas por el ángulo de talud. La tercera expresión nos dice que un bloque puede ser extraído una sola vez. La cuarta y quinta expresión denotan el consumo de recursos máximo y mínimo en cada periodo de tiempo. Por último, la sexta expresión impone que todas las variables asumen valores binarios. Se define \mathcal{B} como el modelo de bloques, \mathcal{A} el set de arcos que define las precedencias, T el horizonte de tiempo que incluye los periodos, el valor de los bloques como $V = (v_i)_{i \in \mathcal{B}}$ y la matriz de atributos $A = (a(i, r))_{i \in \mathcal{B}, r \in \mathcal{R}}$, la tasa de descuento ρ y las matrices de recursos límite $C^+ = (C_{rt}^+)_{r \in \mathcal{R}, t \in T}$ y $C^- = (C_{rt}^-)_{r \in \mathcal{R}, t \in T}$, las cuales se presentan con el fin de hacer el problema consistente con CPIT (*Constrained Pit limit problem*), donde se maximiza el VAN en un horizonte de tiempo determinado, sujeto a restricciones operacionales y de precedencias (Jelvez, 2016).

2.1.2.2. Herramientas heurísticas de resolución

En esta sección se revisarán los algoritmos que se abordarán en este estudio para resolver el problema de optimización del agendamiento directo de bloques:

- **Toposort en conjunto al algoritmo de Bienstock – Zuckerberg**

Una de las herramientas para resolver el problema de optimización de DBS utilizado en DOPPLER es “Toposort”, que se basa en el uso del algoritmo de Bienstock-Zuckerberg junto a una heurística de búsqueda topológica, en donde esta última le da a los bloques

de un modelo una ponderación con el fin de facilitar la secuencia de extracción de cada uno en un periodo de tiempo definido considerando además restricciones de precedencias, dando prioridad a los bloques con ponderaciones más altas (Chiscoine, 2012).

Por otro lado, se presenta en el trabajo de *Bienstock-Zuckerberg et al* [13] un algoritmo que busca resolver el problema de optimización mediante convergencias que entregan un resultado con un tiempo mucho menor respecto a otros algoritmos, lo que hace que este algoritmo pueda equipararse en este ámbito a lo que se ve en la metodología tradicional con Lerchs y Grossmann.

Para esto primero es preciso definir el “problema de agendamiento de producción con restricción de precedencia”, dado por ecuación 2.2 según se muestra en *Bienstock y Zuckerberg et al.*:

$$\begin{aligned}
 & \text{(PCPSP) } \text{Max } c^T x \\
 & \sum_{\tau=1}^t y_{i,\tau} \leq \sum_{\tau=1}^t y_{j,\tau} , \quad \forall (i,j) \in A, 1 \leq t \leq T \\
 & Dx \leq d \\
 & y_{j,t} = \sum_{f=1}^F x_{j,t,f} , \quad \forall j \in N, 1 \leq t \leq T \\
 & \sum_{t=1}^T y_{i,t} \leq 1, \quad \forall j \in N \\
 & x \geq 0
 \end{aligned}$$

Ecuación 2.2. “Problema de agendamiento de producción con restricción de precedencia”

Donde N representa el nuero de trabajos, A los arcos de precedencias, F el número de instalaciones de procesamiento y T el número de periodos de tiempo. Por otro lado, $Dx \leq d$ representa una colección arbitraria de restricciones “secundarias”. El problema incorpora agendamiento de producción. Cuando un bloque es extraído será procesado en una de las instalaciones con su capacidad operativa respectiva.

Con el PCPSP definido, se procede a reformularse como un caso generalizado bajo el nombre de GPCP (*General Precedence Constrained Problem*) según se muestra en la ecuación 2.3, como un problema de “pit final” simplificado y con mayor facilidad para ser resuelto:

$$\begin{aligned}
 & \text{(GPCP) } \text{Max } c^T x \\
 & Dx \leq d \\
 & x_i - x_j \leq 0, \quad \forall (i,j) \in A \\
 & 0 \leq x_j \leq 1, \quad \forall j \in N
 \end{aligned}$$

Ecuación 2.3. “Problema general con restricción de precedencia”

Una vez definidos estos conceptos, se genera P1 como un programa lineal que corresponde a una instancia de GPCP según queda plasmado en la ecuación 2.4:

$$(P1): \text{Max } c^T x$$

s. a. $Ax \leq b$ (denota las precedencias)

$Dx \leq d$ (restricciones secundarias)

Ecuación 2.4. "Programa lineal en base a GPCP"

La ventaja de esta instancia es que los dos tipos de restricciones permiten explotar de mejor manera el problema para acelerar el proceso de convergencia hacia un resultado óptimo. La manera que esta convergencia se realiza y el cómo el algoritmo funciona se divide básicamente en dos pasos que el algoritmo realiza iteraciones, donde primero se realizan agregados de bloques a través de una generación de columnas. Estos resultados servirán para el segundo paso donde se utilizan para realizar una optimización de una programación lineal, que entregara resultados que servirán de *input* para la siguiente generación de columnas, iterando hasta alcanzar lo que conoce como un **bound**, que para la programación lineal vendría siendo el potencial más alto que puede alcanzar la función objetivo. Con esto se pretende buscar y utilizar a favor de la convergencia del problema "estructuras" obtenidas en cada iteración. Finalmente, esta solución es llevada a la heurística Toposort para generar un agendamiento que se acerca a un óptimo, pero que no se garantiza como el mejor.

▪ Sliding Window

La heurística de resolución Sliding Window es propuesta por **Cullenbine et al. 2011**, muestra un algoritmo que aborda el problema de optimización definiendo tres periodos de tiempo en los cuales se les da a las variables distintas cualidades. En primer lugar, tenemos T1 o los periodos de tiempo temprano, que define variables fijas. Luego esta T2 en donde se encuentran los periodos de tiempos del centro respecto a un horizonte temporal y según lo definido en T1, que vendría siendo un submodelo con variables binarias. Finalmente, se define T3 como los periodos de tiempo más tardíos respecto al resto, en donde las variables son parte de un submodelo relajado.

La forma en que funciona este algoritmo según se expone en **Rimélé et al. 2018**, es a través de una secuencia de programaciones enteras mixtas que van realizando diferentes iteraciones, donde en cada una de estas iteraciones se van relajando variables binarias y una vez resuelta se fijan estas variables para la siguiente iteración, donde la "ventana" se va moviendo a través de los siguientes periodos sucesivamente.

Una forma gráfica de entender esto se muestra en la figura 2.3, en donde al igual que para este estudio, se considera una ventana con un tamaño equivalente a un periodo, esto con el fin de reducir el tamaño del problema ya que este método resulta tener un tiempo de respuesta más grande que el de Toposort, cuya respuesta tenía un tiempo de minutos en comparación a días que puede tardar Sliding Window.

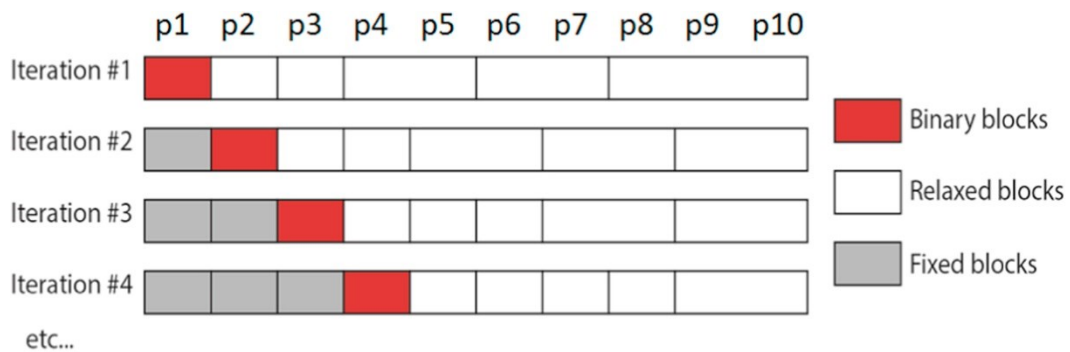


Figura 2.3. Demostración grafica de heurística Sliding Window (Fuente: Rimélé, 2018)

- Otros modelos de relevancia

Dentro de este estudio, aparte de los dos modelos mencionados anteriormente, se tendrán cuenta para un mejor entendimiento del DBS otros modelos que sugiere la literatura (Newman, 2010) y que ocupan herramientas como simulaciones, programación lineal y dinámica, agregados, etc.

En algunos trabajos se trabaja con los bloques, pero ignorando la naturaleza binaria de las decisiones. Tan y Ramani (1992), consideran tanto la programación lineal como la dinámica para realizar agendamientos de extracción en múltiples periodos sujeto a restricciones de capacidad de equipos. *Fytas et al.* (1993) utiliza simulaciones para determinar el material extraído en cada periodo a largo plazo sujeto a restricciones de secuenciamiento y a un máximo y mínimo de límite de producción, restricciones de procesamiento, movimiento de lastre y la calidad para luego usar programación lineal para realizar agendamientos en el corto plazo con restricciones similares que para largo plazo. En otros trabajos, Dagdelen y Johnson (1986) proponen un modelo que maximiza el beneficio neto descontado sujeto a restricciones de producción y secuenciamiento de bloques, pero sin basarse en heurísticas, su trabajo propone la utilización de la relajación Lagrangiana que aprovecha la estructura de red del problema utilizando las restricciones secundarias para inducir que se cumpla la relajación. Kahawata (2006) expande este trabajo incluyendo como restricciones una ley de corte variable, stockpiles y la deposición de lastre.

Por otro lado, existe el trabajo de Sundar y Acharya (1995), que consideran un modelo para determinar los bloques que serán explotados y un segundo modelo que en forma subsecuente encuentra los bancos y bloques a ser excavados de los que se consideran habilitados por la explotación, considerando capacidad de molino y de transporte.

Erarslan y Çelebi (2001) determinan el agendamiento de producción para maximizar el valor presente neto sujeto a factores tales como restricciones de ley, blending y producción usando programación dinámica para enumerar varios volúmenes y determinar el tamaño del pit óptimo.

Zhang et al. (2006) propone el uso de un algoritmo genético y agregados de bloques para reducir el tamaño del problema a priori. Cacetta y Hill (2003) proveen un acercamiento exacto de este problema definiendo variables sujetas a restricciones sobre la secuencia de extracción, sobre las capacidades de extracción, de molienda y de refinado, la ley de

alimentación de molienda y de los concentrados, stockpiles, la logística, entre otros requerimientos operacionales. Para resolver este problema los autores utilizan la estrategia de “*Branch-and-cut*”.

Entre otros trabajos se tiene el de Chiscoisne que propone un algoritmo que utiliza relajación de programación lineal sobre C-PIT bajo una restricción dada por la capacidad por periodos, además utiliza el programa Toposort para complementar su estudio.

Boland et al. propone un algoritmo basado en programación lineal y que utiliza una programación entera mixta (MIP, que corresponde a una programación lineal con variables enteras o binarias, teniendo la posibilidad de tener ambas a la vez) que forma agregados para realizar los agendamientos y por otro lado usa los bloques individuales para tomar decisiones respecto al procesamiento. El modelo utiliza un método de desagregación en forma iterativa para refinar y redefinir los agregados que entregan finalmente la solución óptima a la relajación del programa lineal.

Cullenbine, Wood y Newman proponen una programación entera (programación lineal con variables enteras) que discretiza el volumen de la mina en bloques, sujeto a restricciones de precedencias y consumo de recursos en cada periodo de tiempo. Recursivamente define, resuelve y fija el modelo teniendo en cuenta que se van fijando variables en cada periodo, un submodelo exacto definido sobre una “ventana” de un periodo de tiempo intermedio y un submodelo relajado en un periodo de tiempo más tardío.

2.2. Softwares a utilizar

2.2.1. DOPPLER

DOPPLER es un software de planificación minera a cielo abierto enfocado a asistir al planificador en la toma de decisiones con el objetivo de maximizar el valor del negocio.

DOPPLER provee herramientas para el cálculo de pits anidados que emula el funcionamiento de los softwares comerciales, pero usando algoritmos más eficientes y escalables; generando los planes mineros en base a las secuencias de extracción de REM ascendente y descendente, y en base a un caso específico buscando maximizar el VAN y saturar las capacidades mina y planta.

DOPPLER dispone además de un motor de visualización 3-D que permite de mostrar vistas en planta y perfil en tiempo real, además de poder filtrar la visualización por una segunda variable como tipo de roca, tipo de material, período o fase, lo que permite analizar detalladamente los resultados.

Otras características importantes son la capacidad de realizar múltiples análisis gráficos, como curva de tonelaje-ley, histogramas de columnas y planes de producción.

Esta herramienta de DOPPLER permite crear un plan de producción desde el modelo de bloques (sin pasar por pits anidados), mediante la incorporación de restricciones de capacidad por período y geometalúrgicas como ley de alimentación a planta, contenido de contaminantes por periodo, dureza, etc.

Además, BOS2M puede elegir el mejor destino para cada bloque en base al valor percibido según su proceso, con lo cual la ley de corte para los distintos procesos es un resultado dinámico del agendamiento.

2.2.2. Vulcan

Maptek Vulcan es un software que juega un papel fundamental desde el principio del proceso minero, desde la exploración y el modelado geológico, hasta el diseño, programación de la mina y rehabilitación.

El modelado de bloques y herramientas integradas para topografía, perforación y voladura, control de leyes, análisis geotécnico, programación, optimización y geoestadística hacen de Vulcan un paquete de software minero muy completo. Vulcan puede manejar y visualizar conjuntos de datos muy grandes y complejos, procesar la información y generar modelos rápidamente.

Vulcan ofrece un ambiente intuitivo para visualizar los diseños y modelos en 3D. Correr animaciones y explorar escenarios alternativos basados en diferentes recursos y valores económicos es el método más productivo para desarrollar planes mineros prácticos que maximicen la recuperación de los recursos. Vulcan proporciona las herramientas para modelar sus recursos, diseñar su mina, y actualizar los planes conforme cambian los datos.

3. Metodología

3.1. Planificación minera desde la metodología tradicional

a) Modelo de bloques

Para poder iniciar el estudio, se requerirá de un modelo de bloques, el cual será obtenido a través de la librería pública Minelib (o puede ser facilitado por una empresa en otro caso como el que se muestra como ejemplo en la figura 3.1).

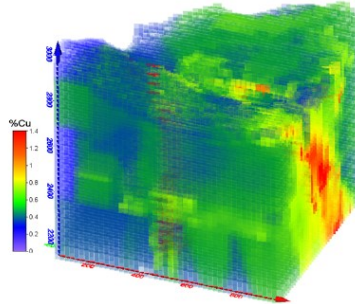


Figura 3.1. Ejemplo modelo de bloques

Para poder trabajar con el modelo este debe ser valorizado en cada uno de sus bloques, siendo este beneficio dado por el máximo entre las dos expresiones dadas por la ecuación 3.1, y el cual será calculado en el software Doppler:

$$\begin{aligned} \text{Beneficio} &= (L_b * RM * Ton * P) - ((C_m + C_p) * Ton), & \text{si el bloque se procesa} \\ \text{Beneficio} &= -C_m * Ton, & \text{si el bloque no se procesa} \end{aligned}$$

L_b = Ley del bloque

RM = Recuperación metalúrgica

Ton = Tonelaje del bloque

P = Precio del mineral a evaluar

C_m = Costo mina

C_p = Costo planta

Ecuación 3.1. Determinación del beneficio por bloque

En conjunto con esta información es necesario definir la ley de corte en base a los parámetros anteriores para la cual se tendría un beneficio igual a 0 y la cual queda definida por la ecuación 3.2. Así mismo se tiene por otro lado la ley marginal que queda definida por la ecuación 3.3.

$$\text{Ley de corte} = \frac{(C_m + C_p)}{RM * P}$$

Ecuación 3.2. Ley de corte

$$\text{Ley marginal} = \frac{C_p}{RM * P}$$

Ecuación 3.3. Ley marginal

b) Generación de pits anidados

Con el modelo de bloques valorizado como input de información, se procederá a generar un agendamiento especificando el periodo de tiempo en que se extrae cada bloque, que para el caso de la metodología tradicional se realiza mediante el algoritmo de Lerchs y Grossmann, en donde a través de un revenue factor que pondera esta valorización se van generando una serie de pits anidados.

A través de este método se busca cumplir la función objetivo de maximizar el beneficio total de cada pit teniendo en consideración la valorización de cada bloque, las precedencias definidas y su ubicación a lo largo del modelo.

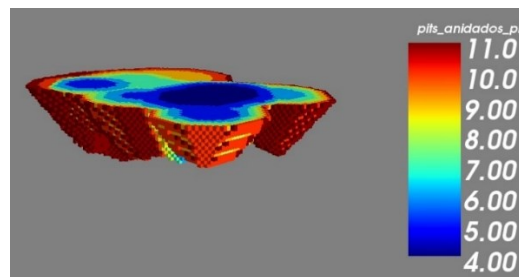


Figura 3-2. Ejemplo de pits anidados en 3D

c) Definición de fases, pit final y agendamiento por bloques

Una vez computados los pits anidados se procede a definir el pit final en base al cual se realizarán los agendamientos y según qué fases. Para este paso el uso del gráfico de “pits por revenue factor” servirá como guía para ir probando diferentes opciones de fases y según estas mismas ver hasta qué punto extraer y definir el pit final, el cual será obtenido a través de los resultados obtenidos anteriormente en Doppler.

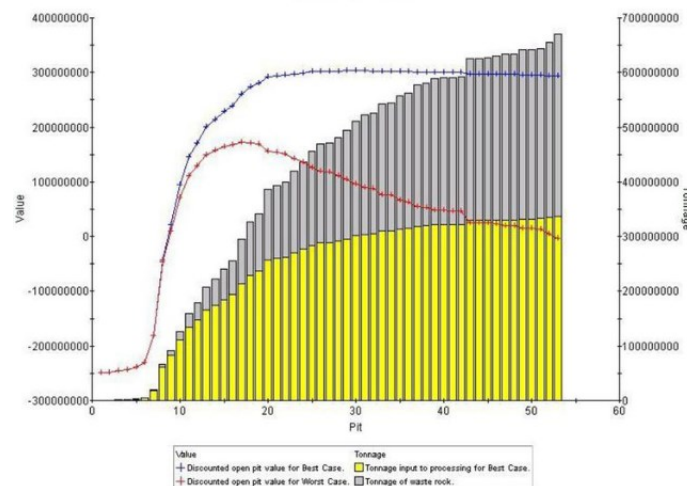


Figura 3.3. Ejemplo de gráfico de valor y tonelaje por pit.

El criterio de selección de fases se basará en buscar que todas compartan un tonelaje de material similar y en lo posible que manejen una relación estéril/mineral cercana entre ellas, así como también que cumplan con un ancho operacional para que equipos puedan operar en ellas. En cuanto al pit final, quedará definido según estos tonelajes seleccionados para las fases y tomando en cuenta el nivel de valor que agregan los últimos pits que se visualicen en el gráfico de “pit by revenue factor”.

Con esto definido se procederá a general el agendamiento por bloques, que entrega un resultado a nivel de bloques de manera entera mediante el mismo software, el cual será evaluado particularmente en su caso “*by pit and bench*” que alude a un Best Case, el cual corresponde a la extracción de pit a pit que involucra la envolvente económica (Castillo, 2009) y como se puede apreciar en la figura 3.4 donde se ejemplifica.

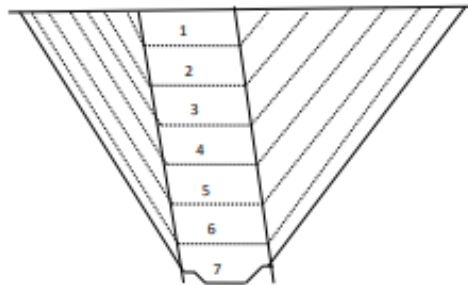


Figura 3.4. Ejemplo de extracción por “Best case”

Para esta parte, se requerirá correr agendamientos con diferentes capacidades mina para poder observar el comportamiento del movimiento de mineral hacia la planta y poder escoger entre estos un resultado que mantenga una relación entre el estéril y mineral similar, así como también comparar los VAN de cada uno. La definición de este resultado servirá como guía para fijar una capacidad mina y una capacidad planta para la operativización de las fases y su posterior agendamiento suavizado.

d) Diseño minero de las fases definidas y sus parámetros operacionales

Se exportarán los resultados de los secuenciamientos obtenidos en Doppler al programa VULCAN y se realizara un diseño minero de las fases operativizado, contemplando la definición de los parámetros operacionales para el diseño del pit.

Para esto es preciso definir el nacho operacional, el ancho de la rampa y así mismo los valores que tomaran las medidas del banco y su talud. En primer lugar, se definirá la altura del banco respecto a la altura que contienen los bloques del modelo para así evitar dilución y la sobreestimación de selectividad al momento de extraer los bloques. Por otro lado, el ángulo de talud puede variar entre los 55° hasta los 80°, y para este caso será definido como 70 como una buena aproximación (Hustrulid, 2013). Con estos parámetros definidos se procederá a calcular el ancho del banco considerando que en base a este se definirá el ángulo inter-rampa, el cual debe ser igual a las precedencias utilizadas en el software Doppler.

Por otro lado, en base a las capacidades mina y planta establecidas en la etapa anterior, se busca definir cuáles serán los equipos de carguío y transporte ya que sus medidas definirán el diseño del rajo y en esta etapa se dimensionará la cantidad de equipos de carguío que se requerirán para cumplir con las capacidades establecidas por año. Para esto será necesario contar con los parámetros operacionales de carguío que definen la utilización, la disponibilidad mecánica, el factor de llenado, además del esponjamiento y la densidad (dada por el modelo de bloques). Esto será revisado utilizando la ecuación 3.4 que parte por determinar el tiempo de ciclo considerando el tiempo por baldada y la cantidad de estas que se necesitan para llenar el camión, además de considerar un tiempo de espera y demoras. Luego se determina la densidad promedio tanto de la roca mineral como la de estéril según el esponjamiento para finalmente, en base a estos parámetros y las capacidades establecidas, determinar el requerimiento en m³ para calcular la cantidad de equipos de carguío necesarios para mover tanto el estéril como el mineral.

$$T_{ciclo} [s] = (T_{baldada} * N^{\circ} \text{ de baldadas}) + T_{espera}$$

$$Densidad \text{ promedio} = \frac{Densidad \text{ de roca (in situ)}}{(1 + esponjamiento)}$$

$$Requerimiento \text{ en } m^3 = \frac{\frac{Capacidad [tph]}{3600} * T_{ciclo} [s]}{Ut * Disp * Fo * F_{llenado} * Densidad \text{ promedio}}$$

Ecuación 3.4. Requerimiento en m³ para el dimensionamiento de flota carguío

Para el diseño a realizarse en Vulcan se comenzará definiendo el ancho operacional mínimo para poder trabajar en una fase, el cual considera los parámetros DD como la distancia que se deja por posibles derrames en el talud, DS la distancia de seguridad tanto hacia el talud como hacia la berma de seguridad, Ac el ancho del camión escogido, RGc el radio de giro del equipo de carguío (para el caso de estudio será un cargador frontal) y BS el ancho de la berma de seguridad que se define en proporción a la rueda del camión de transporte. El ancho operacional queda gráficamente definido como se aprecia en la figura 3.5 y el resultado se da por la ecuación 3.5:

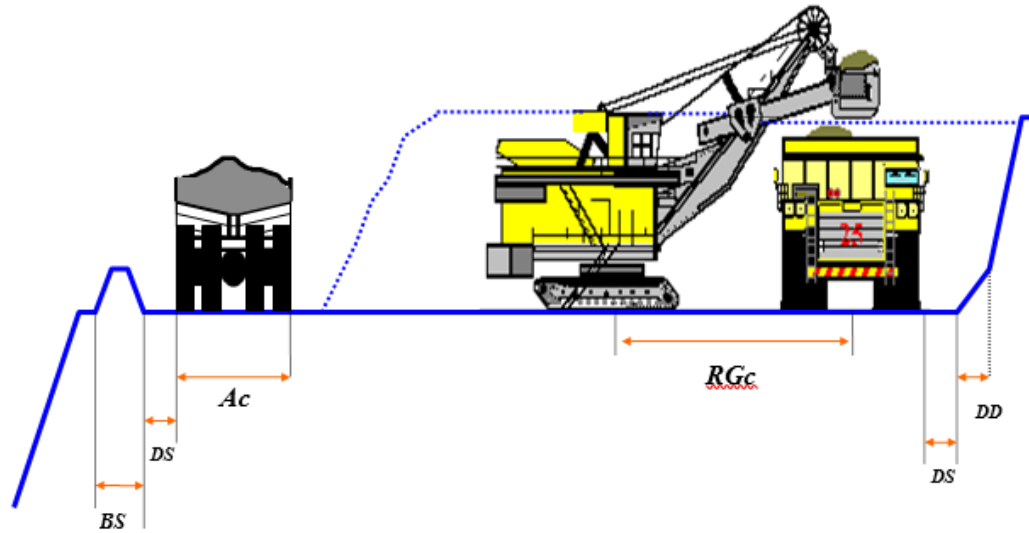


Figura 3.5. Dimensionamiento de ancho operacional

$$\text{Ancho mínimo de carguío} = BS + 2 DS + Ac + 2 RGc + DD$$

Ecuación 3.5. Fórmula para el cálculo del ancho operacional

Así mismo se procede a definir el ancho de la rampa de transporte que tendrá el rajo en función del camión escogido. La nomenclatura de los parámetros es la misma que para el ancho operacional a excepción de DSc que corresponde a la distancia de seguridad entre los camiones. El ancho de la rampa será determinado según se muestra en la figura 3.6 y su resultado equivale a la ecuación 3.6:

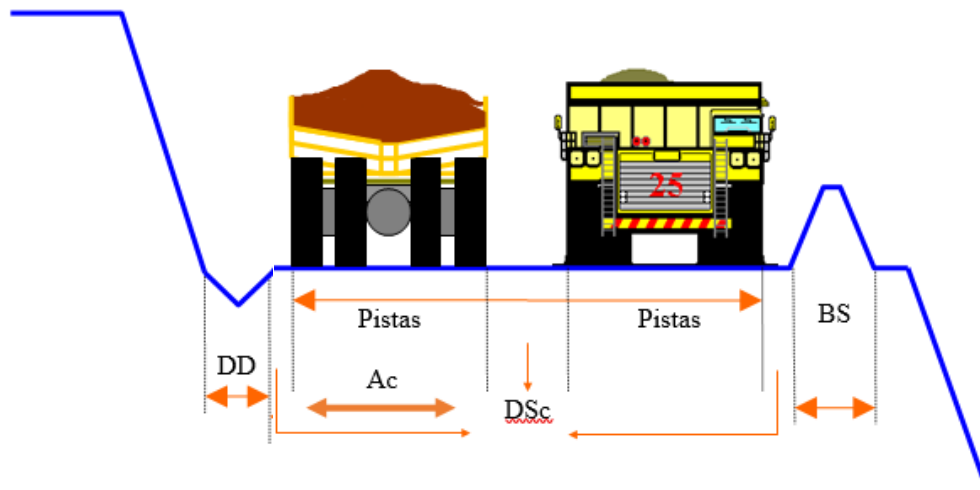


Figura 3.6. Dimensionamiento del ancho de rampa para el pit

$$\text{Ancho de la rampa} = DD + 2Ac + DSc + BS$$

Ecuación 3.6. Fórmula para calcular el ancho de rampa

Con estos parámetros definidos, se procede a ponerlos como input en Vulcan para iniciar el diseño de las fases operativizado y cuidando que en el avance de estas las rampas no queden cortadas por otra fase y que termine impidiendo el acceso.

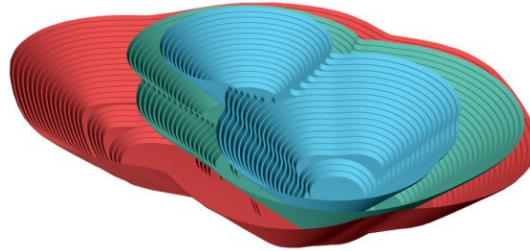


Figura 3.7. Ejemplo de operativización de fases en Vulcan

Finalmente, con el diseño realizado, mediante sólidos formados en base a cada fase se procede a realizar la cubicación de reservas para el agendamiento suavizado.

e) Agendamiento manual y VAN

Con las cubicaciones hechas, se tendrá la información de material que se mueve por cada banco y el detalle de cuanto es mineral y cuanto es estéril. Tomando en cuenta parámetros operacionales como el min y max lead que alude a la diferencia de bancos que puede haber entre fases, así como el sinking rate que limitará la cantidad de bancos que puede alcanzar una fase por año, y que serán las restricciones para desarrollar un plan de producción a través de Excel por cada periodo.

Una vez definida la secuencia de extracción, se puede saber la distancia que alcanza cada fase que este activa por año, que nos lleva a determinar los perfiles de velocidad para el tipo de camión escogido, así como dimensionar el resto de los equipos de la mina. Para el dimensionamiento de camiones se determinará una distancia promedio recorrida en cierta fase y ponderando según la cantidad de material extraído año a año. En cuanto al dimensionamiento de la flota de equipos de servicio esta se encuentra detallada en el anexo 10.

Finalmente queda determinar los costos operacionales y de inversión según los resultados anteriores para poder calcular el VAN.

3.2. Planificación minera desde la metodología DBS

a) Modelo de bloques y agendamiento directo de bloques

Al igual que la metodología tradicional, para el DBS se realizará una valorización del modelo de bloques a través de la misma ecuación 3.1, pero el cambio se presenta al momento de realizar los agendamientos ya que el agendamiento directo de bloques solo necesita como input el modelo valorizado. La optimización requerirá configurar restricciones operacionales como el blending, numero de destinos para el material,

capacidades, etc. Para el caso de estudio se abordará las restricciones de capacidad mina y capacidad planta, siendo los destinos posibles un botadero y una planta, tomando diferentes casos de estudio en el rango que se evaluó en la metodología tradicional. El criterio de selección se basará en que la optimización debe generar un agendamiento con ambas capacidades saturadas y poder relacionarla con la escogida para su contraparte. El resultado de la optimización se traduce en periodos, los cuales serán considerados como fases para esta metodología.

Cabe destacar que las heurísticas a utilizar para resolver la optimización de DBS es Toposort en conjunto al algoritmo de Bienstock-Zuckerberg en el software Doppler. Para poder comparar su desempeño dentro de la metodología DBS se realizará una optimización a través de Sliding Window y ver sus diferencias, cuyos resultados son presentados en el anexo 16.

b) Diseño minero de los periodos obtenidos

Tomando en cuenta que los periodos obtenidos a partir de la optimización con Toposort serán utilizados como fases para realizar el diseño minero.

La determinación de los equipos de carguío y transporte, así como el diseño minero son análogos a los expuestos en la metodología tradicional, a través del cual se realizará una cubicación para la siguiente etapa.

c) Agendamiento manual y VAN

Con las cubicaciones obtenidas de Vulcan, se procede a realizar un agendamiento manual a través de Excel tomando en cuenta las restricciones operacionales de min/max lead y sinking rate, que impactarán de forma diferente a esta metodología al tener una mayor cantidad de fases.

Se dimensiona los camiones en base a los perfiles de velocidad y las distancias promedio de cada fase año a año, así como también la flota de equipos de servicio.

Con los costos operacionales y de inversión definidos a partir de las flotas dimensionadas, se calcula el VAN del caso.

d) Análisis de datos

Una vez obtenido los resultados se procederá a comparar ambas metodologías en términos de beneficio neto, diferencias de diseño, productividad respecto a la saturación de procesos, restricciones operativas, las limitantes de cada metodología y el cómo variaron los resultados desde el agendamiento en Doppler hasta lo obtenido en Excel, el tiempo de cómputo y finalmente la facilidad de implementación y uso.

4. Definición de la envolvente económica para las metodologías de planificación

4.1 Introducción

En este capítulo se presenta el cálculo y definición de las envolventes económicas para definir las fases en lo que respecta a la metodología tradicional y los periodos de extracción para la metodología de Direct Block Scheduling a partir del pit final y la información proporcionada por la librería Minelib. Esta etapa consistirá en definir los límites físicos de la explotación en base a una optimización realizada en el software Doppler del laboratorio de planificación minera Delphos. A partir del modelo de bloques definido para realizar las optimizaciones, se procederá a definir un plan de producción a priori en ambas metodologías para luego llevarlos a la etapa de diseño operacional.

4.2 Información base

4.2.1 Modelo de bloques

El modelo de bloques analizado corresponde a la instancia “mclaughlin_limit” que corresponde a el pit final de la instancia original “Mclaughlin”, cuya información proviene de una mina de oro en Canadá que no se llevó a cabo. Este modelo de bloques fue proporcionado por la librería publica Minelib el cual fue llevado a formato *bmf* para ser importado al software Doppler.

Los atributos del modelo son detallados en las tablas 4.1:

Tabla 4-1. Resumen de características del modelo de bloques “Mclaughlin_limit”

	ton	Au(oz/ton)
Min	10.42	0.00
Max	1041.67	1.98
Media	1002.79	0.04
Desv. estandar	159.76	0.05

	Este	Norte	Elevación
Coordenada mínima	0	0	0
Coordenada máxima	74	238	45
Tamaño de bloque¹	1	1	1

¹El tamaño de los bloques se trabajará como índices según el formato dado por el modelo original y el tamaño de los bloques corresponde a 25x25x20ft.

N° de bloques	112687
---------------	--------

Cabe destacar que las dimensiones de los bloques se encuentran en índices, pero sus medidas en la realidad son de 25x25x20 ft cada uno. Por otro lado, como se puede ver en la figura 4.1, el modelo de bloques representa solo un pit final, por lo que para poder trabajar las fases en Vulcan en el próximo capítulo, fue necesario rellenar hasta la cota final del pit como tal con estéril (cota 29), y sobre esta dejarla como aire ya que esta zona se someterá a nivelación de plataforma para acceder al pit.

En la figura 4.1 se puede apreciar el modelo de bloques:

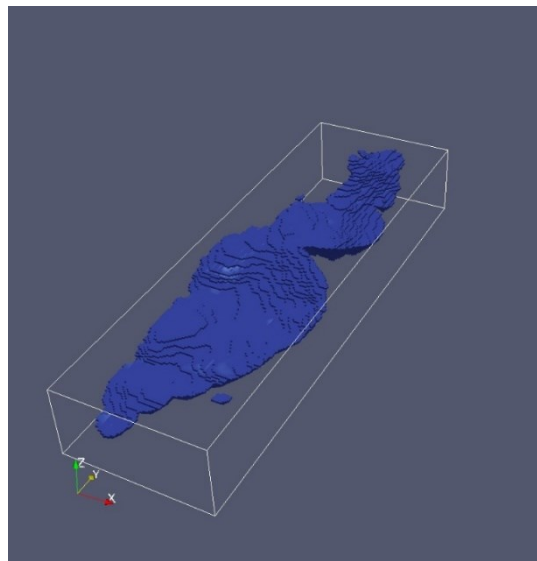


Figura 4.1. Vista isométrica del modelo de bloques "Mclaughlin_limit" de la librería Minelib

Finalmente se presenta la curva tonelaje-ley que caracteriza el yacimiento en la figura 4.2, donde se puede apreciar que la sensibilidad del tonelaje de mineral en función de la ley es alta:

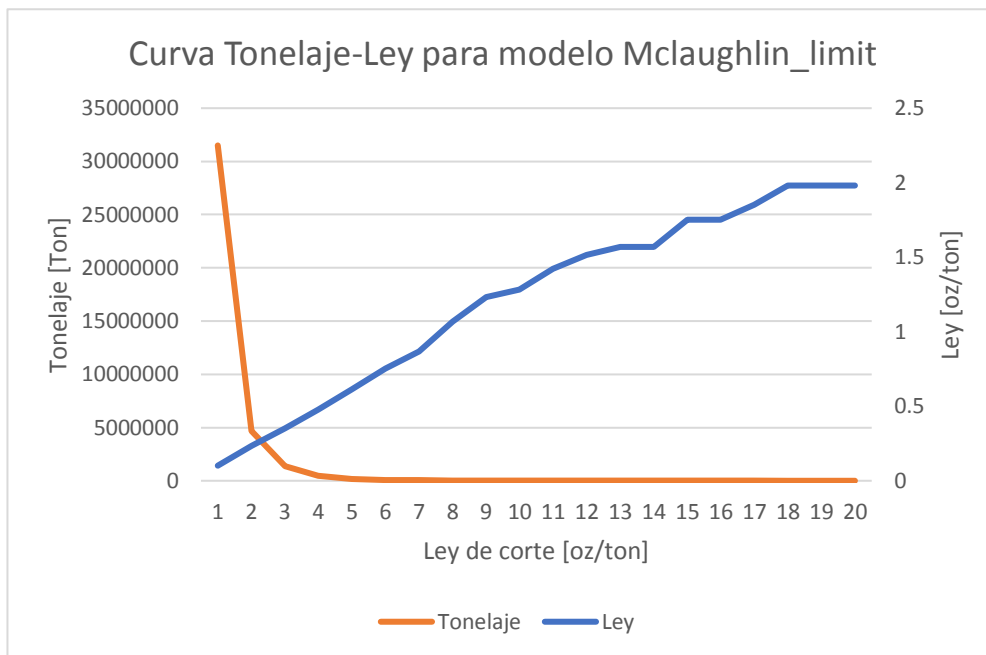


Figura 4.2. Curva tonelaje-ley del modelo evaluado

4.2.2 Modelo económico

Los parámetros económicos y operacionales del modelo “Mclaughlin_limit” son entregados en su mayoría por la misma librería Minelib, el precio se fijó en base al promedio revisado en la bolsa de metales y el “Revenue Factor Step” se definió de manera tal de poder tener en detalle un resultado de pits anidados dados por el software Doppler que pudieran ser escogidas las fases para la metodología tradicional.

Los valores son presentados en la tabla 4.2:

Tabla 4.2. Modelo económico a utilizar en la planificación

	Valor	Unidad
Precio Au	1300	US/oz
Costo mina	1.32	US/ton material
Costo planta	19	US/ton mineral
Recuperación metalúrgica	90	%
Tasa de descuento	15	%
Precedencias	45	grados
Niveles de precedencias	8	niveles
Rf step	0.05	--

Con esta información se llevará a cabo la valorización de los bloques del modelo según la ecuación 3.2. Por otro lado, la **ley de corte** para este caso según la ecuación correspondería a 0.017 [oz/ton] y una ley marginal de 0.016 [oz/ton] dada por la ecuación 3.4.

4.3 Definición de pits anidados para metodología tradicional

Como se pudo ver, el modelo de bloques ya corresponde al pit final de una instancia original y a través del software Doppler se procede a determinar los pits anidados con un paso para el revenue factor de 0.05, con el cual se obtendrá en forma más detallada el material movido por cada revenue factor.

Con los parámetros del modelo económico el software a través de sus herramientas pudo determinar los pits anidados, los cuales se pueden apreciar en la figura 4.3 y 4.4:

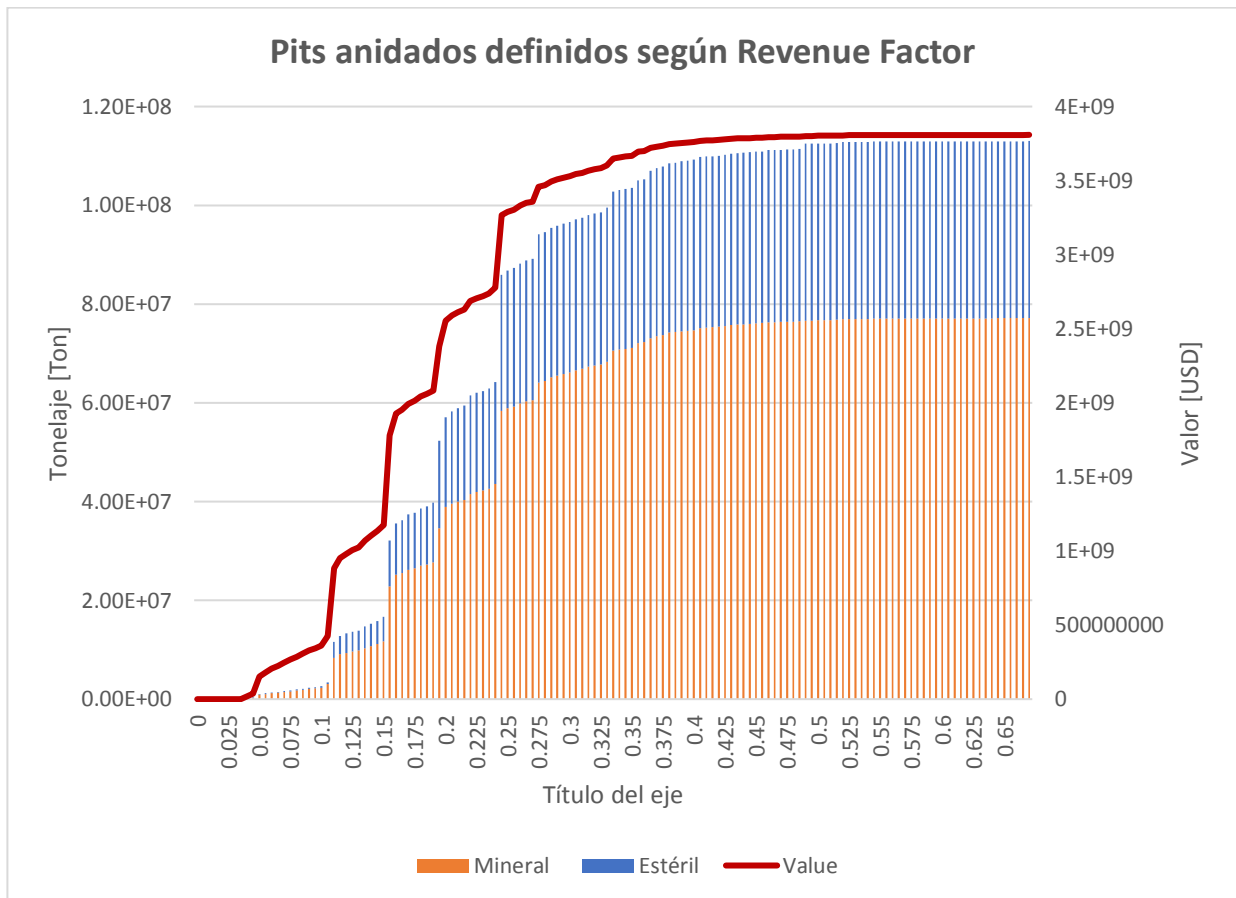


Figura 4.3. Gráfica de valor y tonelaje por pit ordenado según revenue factor

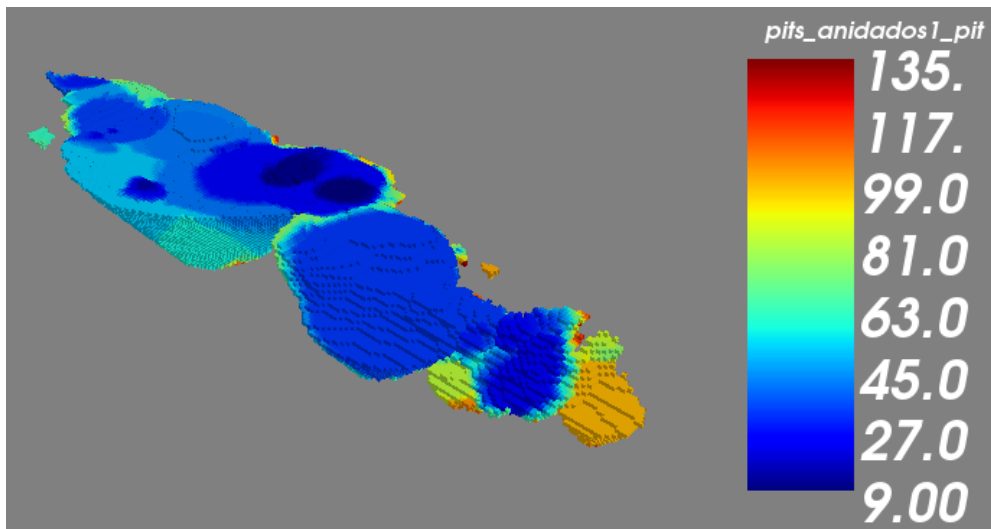


Figura 4.4. Representación 3D del modelo según revenue factors

Para determinar las fases se debe tener en cuenta que cada una contenga toneladas de material aproximadamente equivalentes, así como la razón estéril-mineral de cada una de estas. Tomando en cuenta estas consideraciones, de la figura 4.3 se desprende la selección de 5 fases, cuyos revenue factor se detallan en la tabla 4.3:

Tabla 4.3. Resumen de fases según revenue factor que abarcan.

	RF
Fase 1	0.00 – 0.15
Fase 2	0.16 – 0.19
Fase 3	0.20 – 0.24
Fase 4	0.25 – 0.27
Fase 5	0.28 – 0.50

En la tabla es posible apreciar que se escogió como pit final aquel dado por un RF de 0.5 ya que un pit más grande solo generaba una mayor carga de estéril y no agregaba valor del que ya se consideraba. Por otro lado, con esta configuración de fases se logra un movimiento de material por fase similar, así como la REM de cada una como se puede apreciar en la tabla 4.4.

En las figuras 4.5 y 4.6 se puede apreciar en los cortes YZ y XZ la Fase 1:

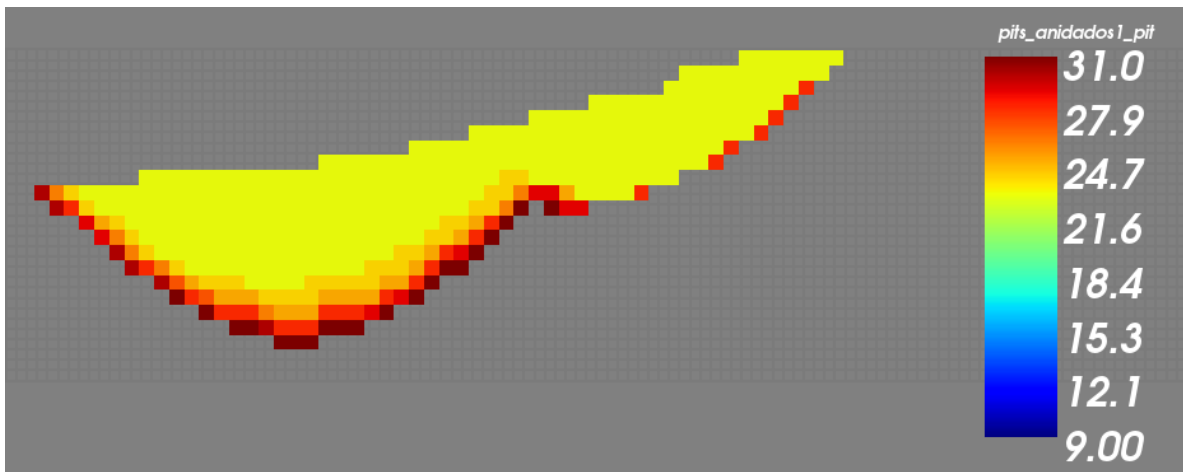


Figura 4.5. Vista de corte en plano YZ de fase 1

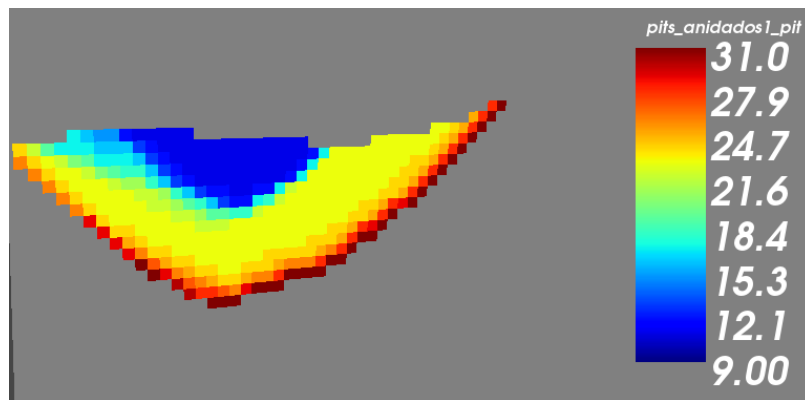


Figura 4.6. Vista de corte en plano Xz de fase 1

En las figuras 4.7 y 4.8 se puede apreciar en los cortes YZ y XZ la Fase 2:

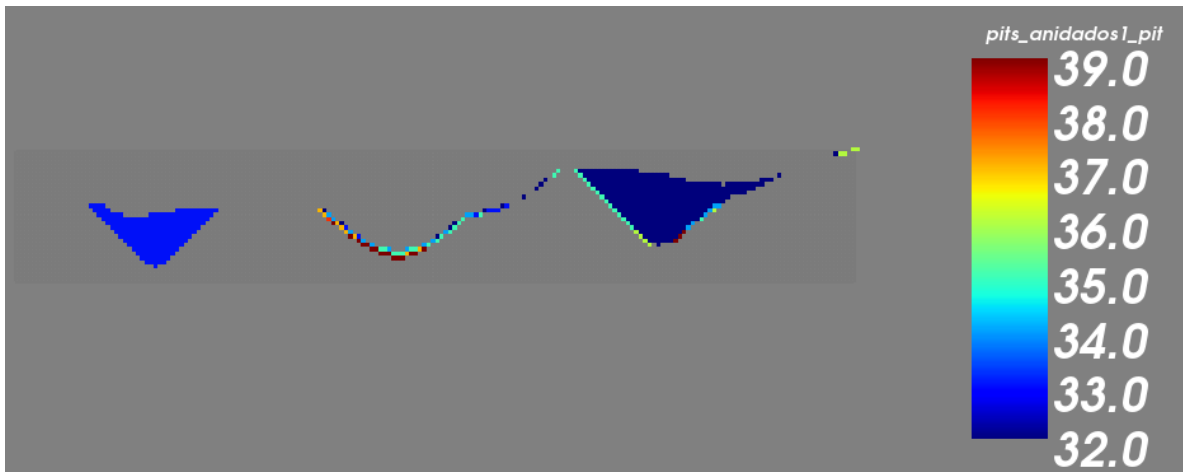


Figura 4.7. Vista de corte en plano YZ de fase 2

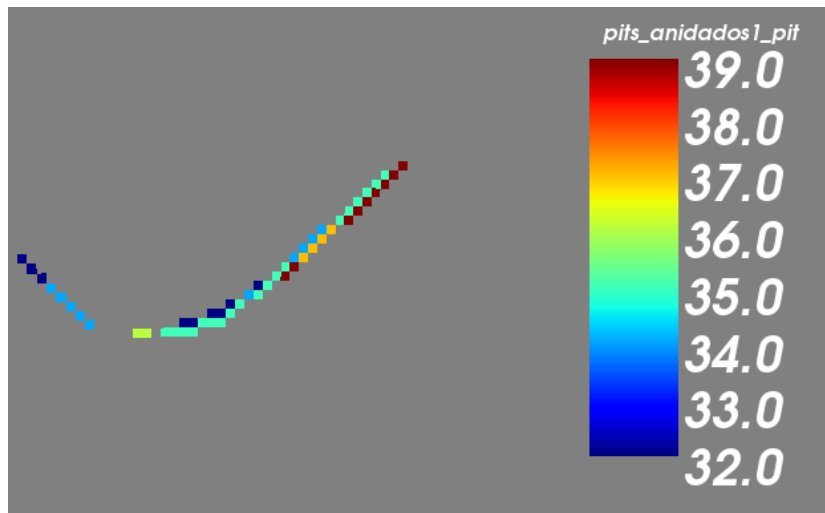


Figura 4.8. Vista de corte en plano XZ de fase 2

En las figuras 4.9 y 4.10 se puede apreciar en los cortes YZ y XZ la Fase 3:

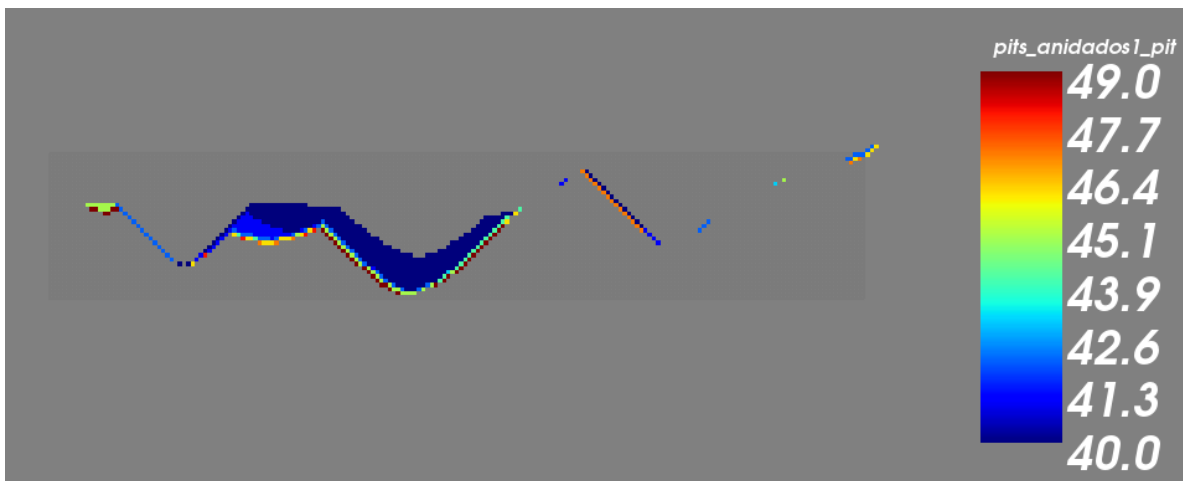


Figura 4-9. Vista de corte en plano YZ de fase 3

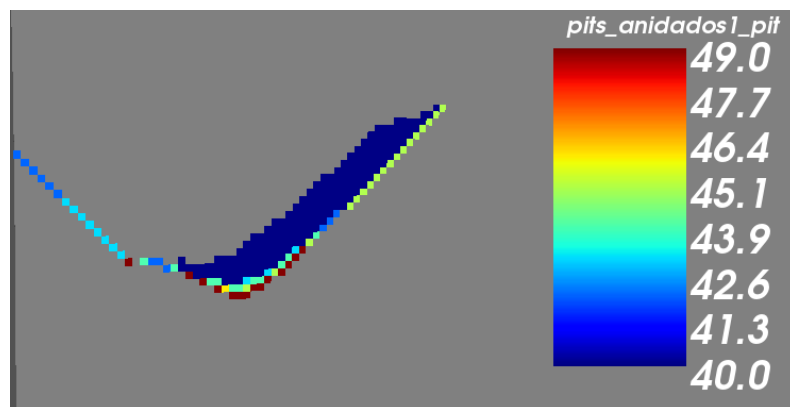


Figura 4-10. Vista de corte en plano XZ de fase 3

En las figuras 4.11 y 4.12 se puede apreciar en los cortes YZ y XZ la Fase 4:

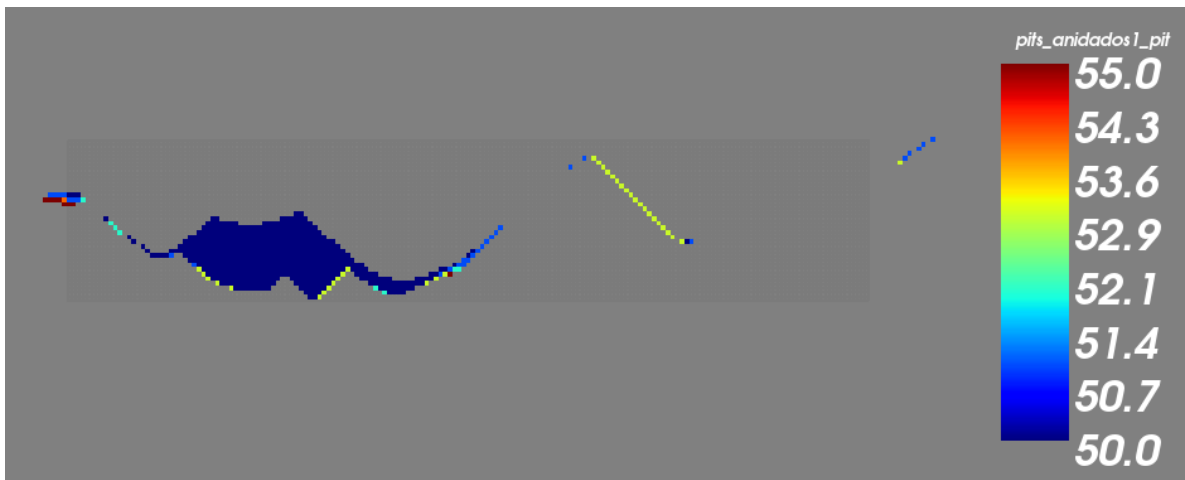


Figura 4.11. Vista de corte en plano YZ de fase 4

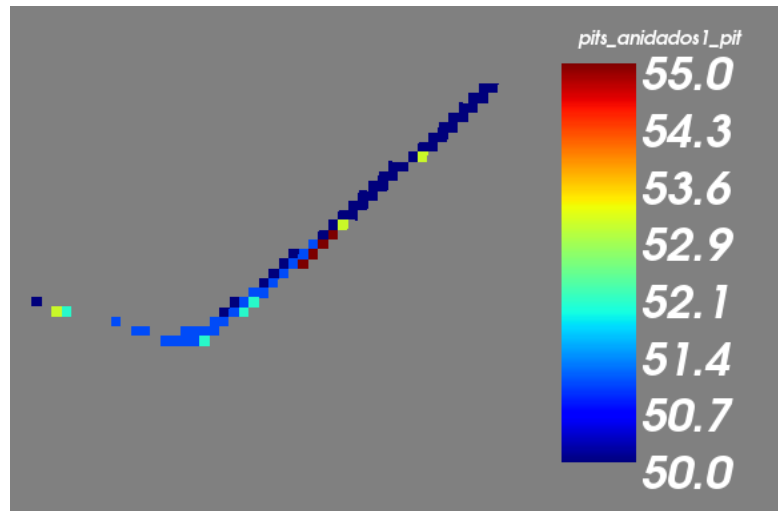


Figura 4.12. Vista de corte en plano XZ de fase 4

En las figuras 4.13 y 4.14 se puede apreciar en los cortes YZ y XZ la Fase 5:

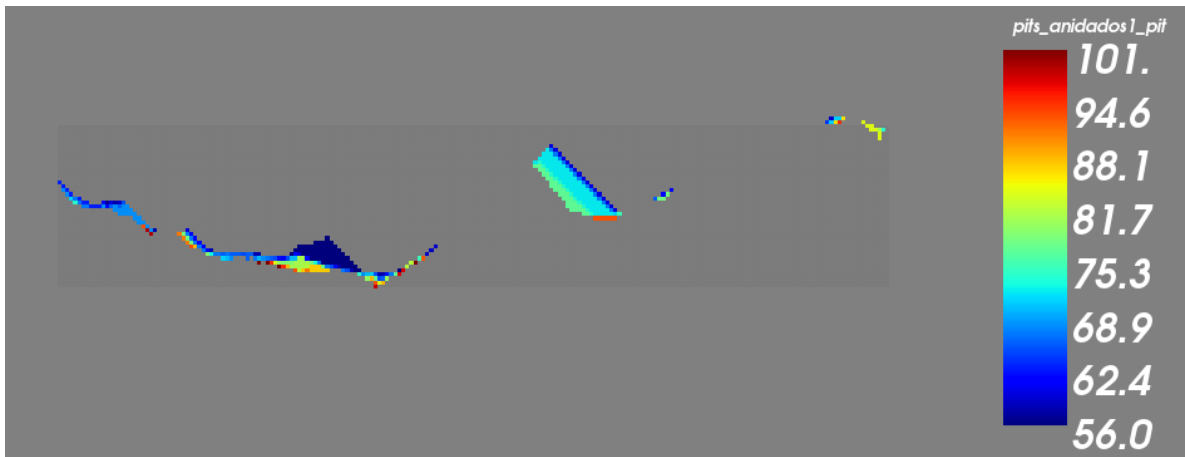


Figura 4.13. Vista de corte en plano YZ de fase 5

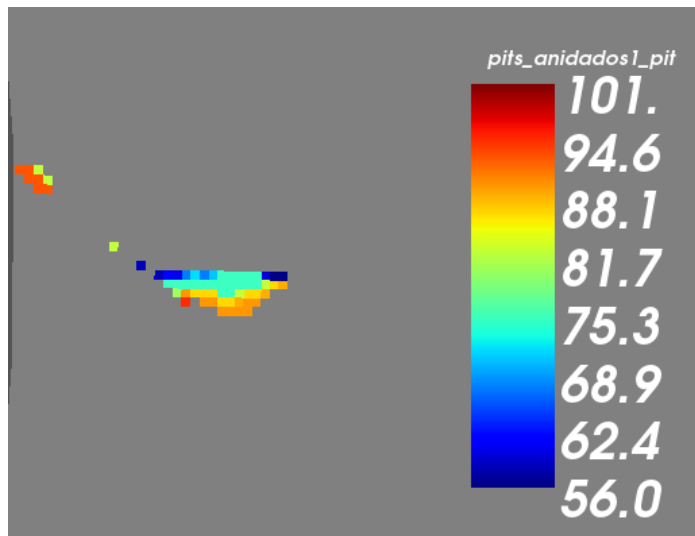


Figura 4.14. Vista de corte en plano XZ de fase 5

A continuación, se presenta la tabla 4.4 en donde se resume la información, de cada fase donde es posible apreciar que los tonelajes totales que mueve cada fase, así como la relación estéril-mineral son similares una con otra. Por otro lado, en la figura 4.15 se puede apreciar en una vista frontal todas las fases en conjunto.

Tabla 4.4. Tonelaje de estéril y mineral por fase

	Estéril [Mtons]	Mineral [Mtons]	Total por fase [Mtons]	Ley media [oz/ton]	REM
Fase 1	5.01	11.68	16.69	0.075	0.43
Fase 2	7.10	15.99	23.10	0.048	0.44
Fase 3	8.53	15.91	24.44	0.038	0.54
Fase 4	8.01	16.96	24.97	0.034	0.47
Fase 5	7.13	16.18	23.31	0.031	0.44

Toneladas totales 112.50 Mtons

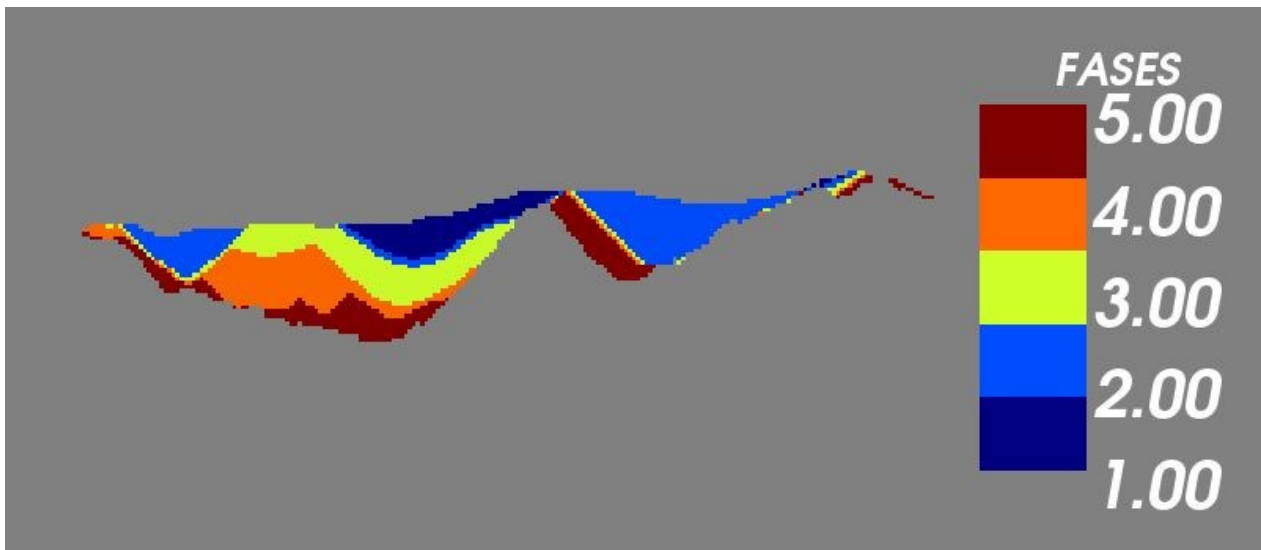


Figura 4.15. Vista frontal en corte YZ de las fases escogidas

La selección de las fases fue hecha considerando que cada una cumpla con un ancho operacional óptimo para cuando se lleve a cabo el diseño de estas. Cada una de estas fases conformarán el escenario del pit que será evaluado en las siguientes etapas en términos económicos y operacionales.

4.3.1 Plan de producción a través de “Agendamiento por bloques”

Dentro de las herramientas del software Doppler, se tiene el agendamiento por bloques que entrega un plan de producción en este caso en base al “Best case”, y que se determina fijando una capacidad de producción año a año, la cual se estableció en 17 [Mtons/año] ya que esta capacidad logra una mejor relación entre el movimiento de mineral y estéril año a año y con una cantidad de 7 periodos de producción según el resultado de este tipo de agendamiento, con respecto a casos evaluados desde 30 [Mtons/año] hasta 10 [Mtons/año], y su VAN estimado es de 2518 MUS\$.

En la figura 4.16 se presenta el plan de producción para el agendamiento por bloques, y en la figura 4.17 se ve los periodos de extracción a lo largo del modelo de bloques:

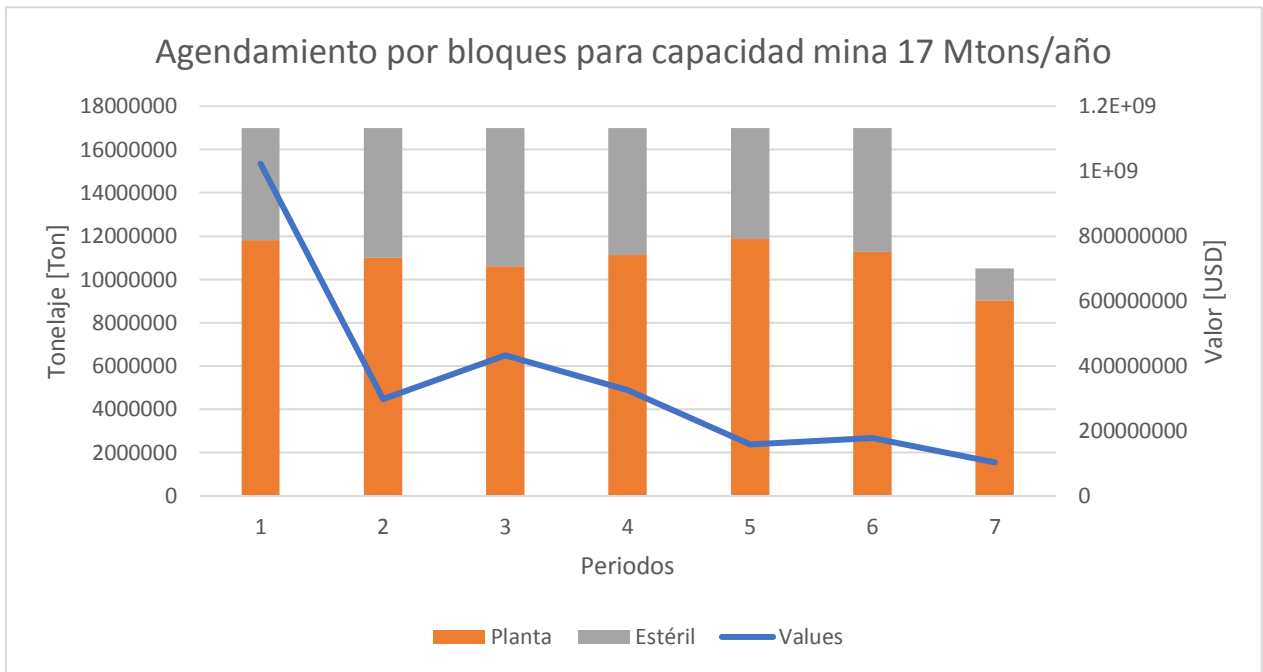


Figura 4.16. Plan de producción a partir del agendamiento por bloques

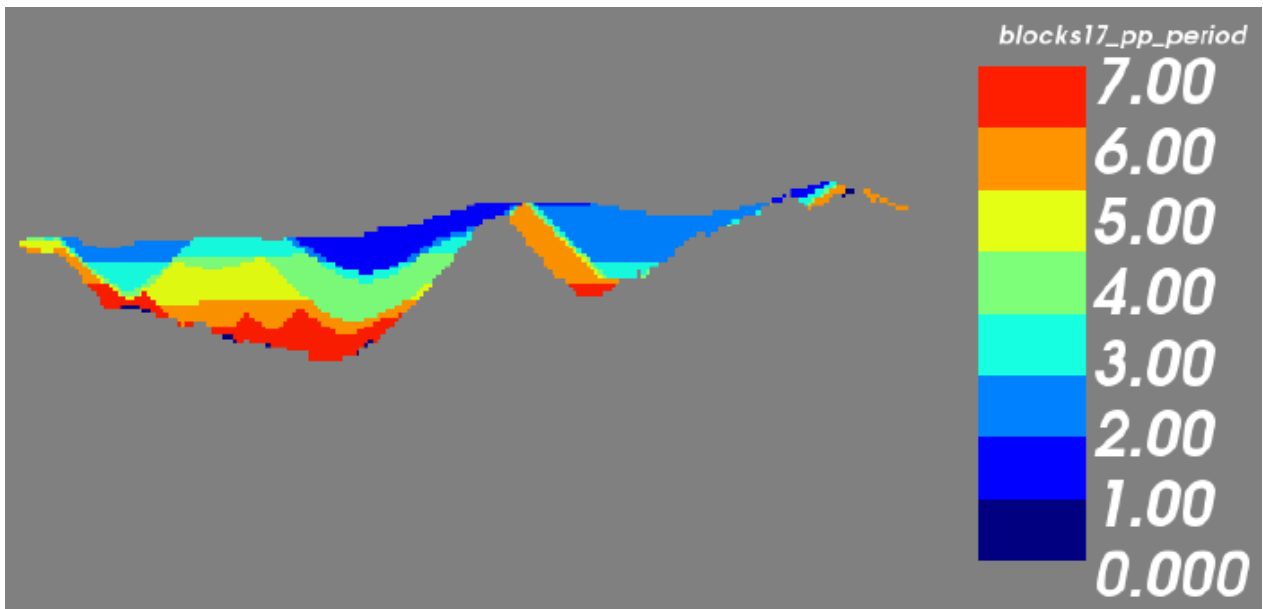


Figura 4.17. Vista frontal del modelo de bloques y sus periodos de extracción dado por el agendamiento por bloques

4.3 Definición de plan de producción para metodología DBS

Dentro del software Doppler, se cuenta con la metodología DBS a través de BOS2M, la cual cuenta con diferentes herramientas para la resolución del problema de agendamiento de bloques para una mina open pit. Dentro de estas herramientas se encuentra la heurística Toposort, la cual explota la relajación continua del problema y define los tiempos esperados para realizar un agendamiento utilizando el orden dado por los tiempos esperados y las capacidades de producción, encontrando un orden topológico para los bloques y así obtener una solución factible para la secuencia de extracción.

Se realizaron diferentes optimizaciones entre capacidades mina que iban desde los 10 Mtons/año hasta los 30 Mtons/año, y cuyo objetivo fue buscar saturar tanto la capacidad mina como la capacidad de la planta a lo largo de los años. Por otro lado, se consideró un horizonte de tiempo de 10 años debido a que más tiempo no agregaba un valor económico significativo a las optimizaciones.

Dentro de los resultados hubo tres que satisfacían esta condición, y de los cuales fue escogido el caso que considera una capacidad mina de 17 Mtons/año y una capacidad planta de 13 Mtons/año, cuyo VAN apreciado es de 2596 MUS\$.

En la figura 4.18 se muestra el plan de producción obtenido a partir de esta optimización:

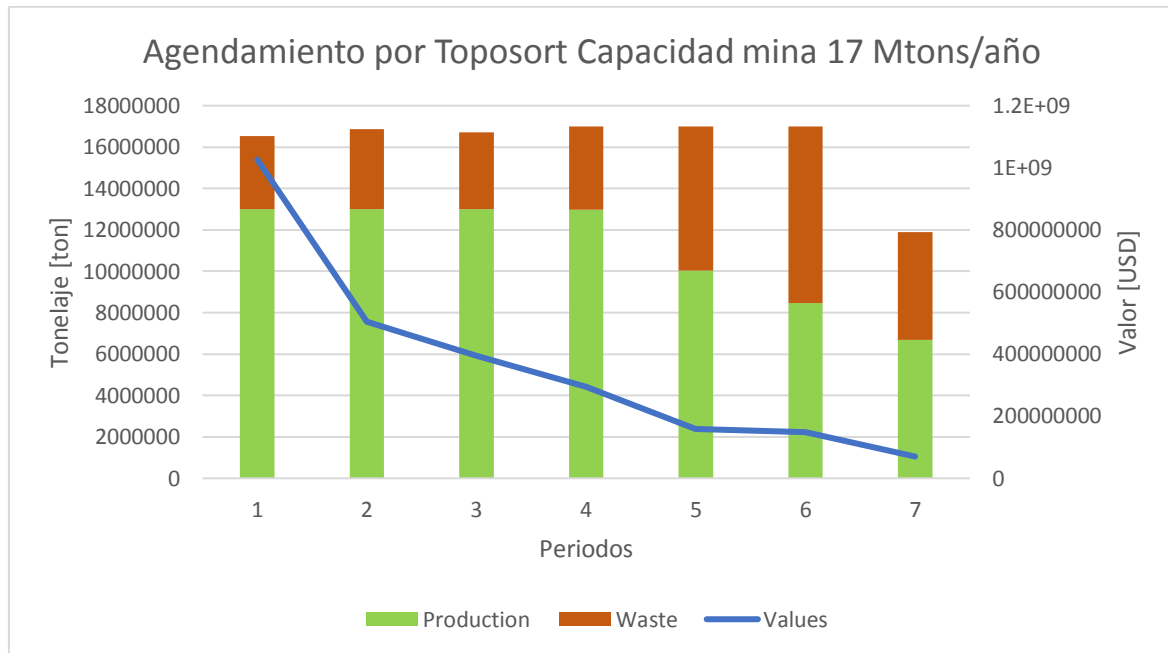


Figura 4.18. Plan de producción definido a través de la herramienta Toposort para el agendamiento directo de bloques

En la tabla 4.5 se presenta en resumen cada uno de estos periodos definidos por la optimización y que serán sus fases por diseñar en Vulcan:

Tabla 4.5. Resumen de las fases obtenidas a partir del agendamiento en Toposort

	Estéril [Mton]	Mineral [Mton]	Tonelaje Total [Mton]	Ley media [oz/ton]	REM
Fase 1	3.54	13.00	16.53	0.076	0.27
Fase 2	3.87	13.00	16.87	0.049	0.30
Fase 3	3.70	13.00	16.70	0.046	0.28
Fase 4	4.03	12.97	17.00	0.041	0.31
Fase 5	6.97	10.03	17.00	0.029	0.70
Fase 6	8.53	8.47	17.00	0.028	1.01
Fase 7	5.21	6.69	11.90	0.026	0.78

En las figuras 4.19, 4.20 y 4.21 se puede apreciar los periodos de extracción en el modelo de bloques, así como en las figuras 4.22, 4.23 y 4.24 el estéril y mineral, definiendo como 1 la planta y 2 el botadero, con ambos casos en distintas vistas:

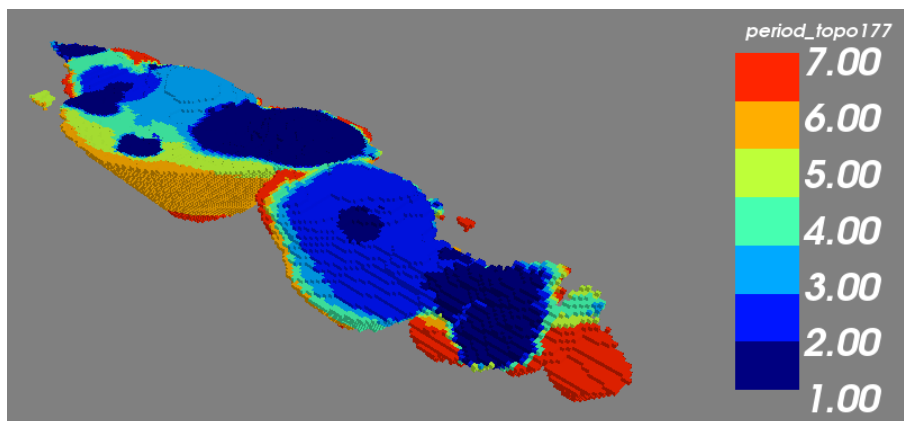


Figura 4.19. Vista isométrica de los periodos de extracción para la optimización en Toposort

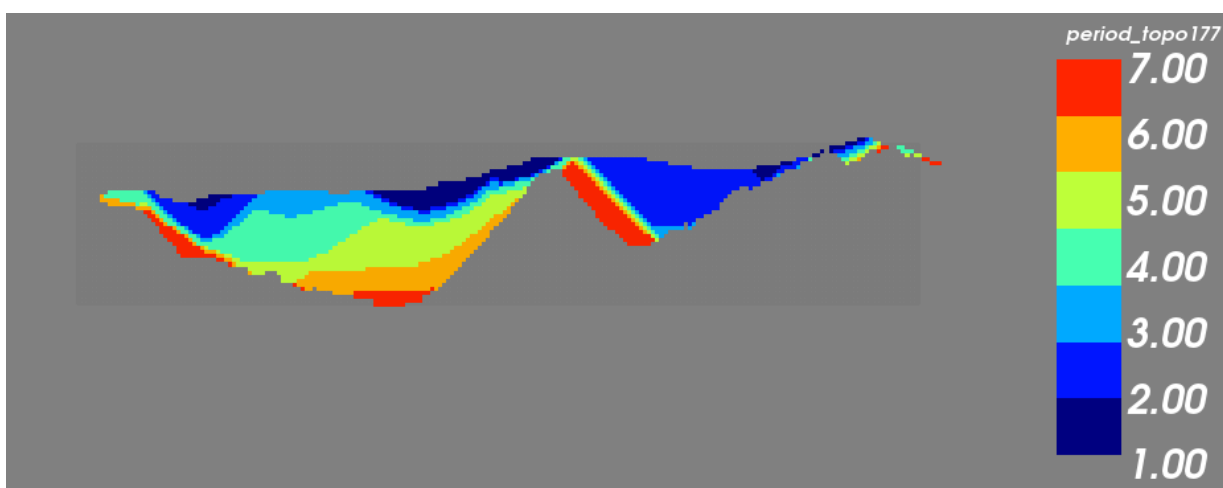


Figura 4.20. Vista corte YZ de los periodos de extracción para la optimización en Toposort

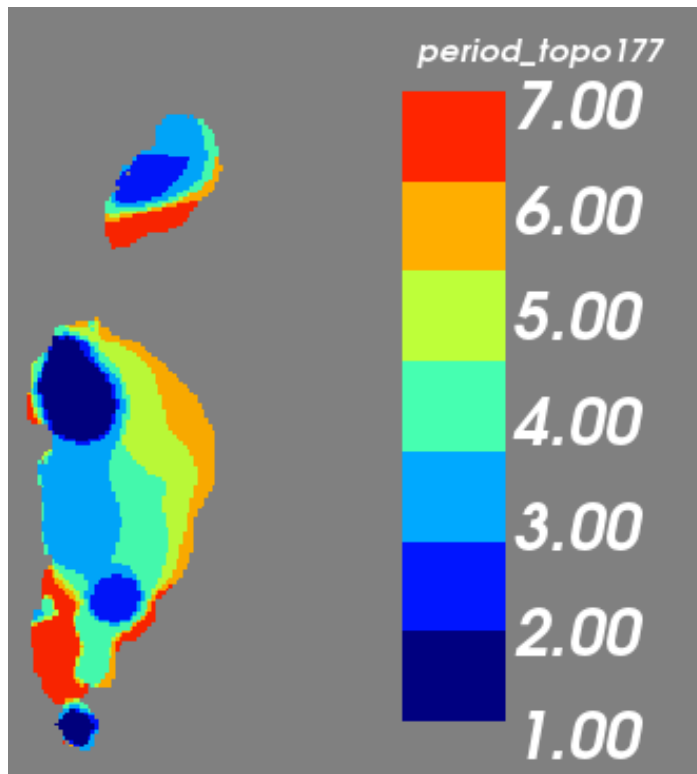


Figura 4.21. Vista corte XY de los periodos de extracción para la optimización en Toposort

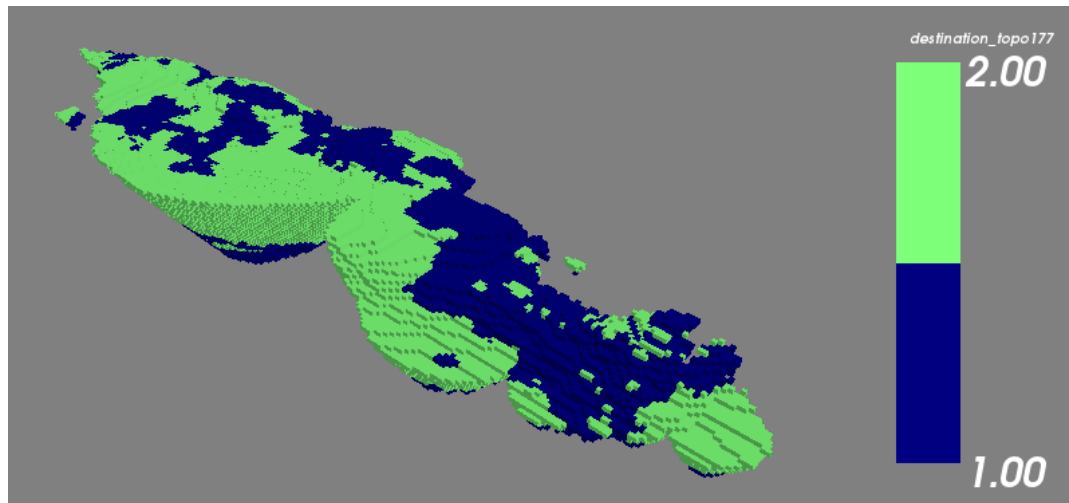


Figura 4.22. Vista isométrica del estéril y mineral para la optimización en Toposort

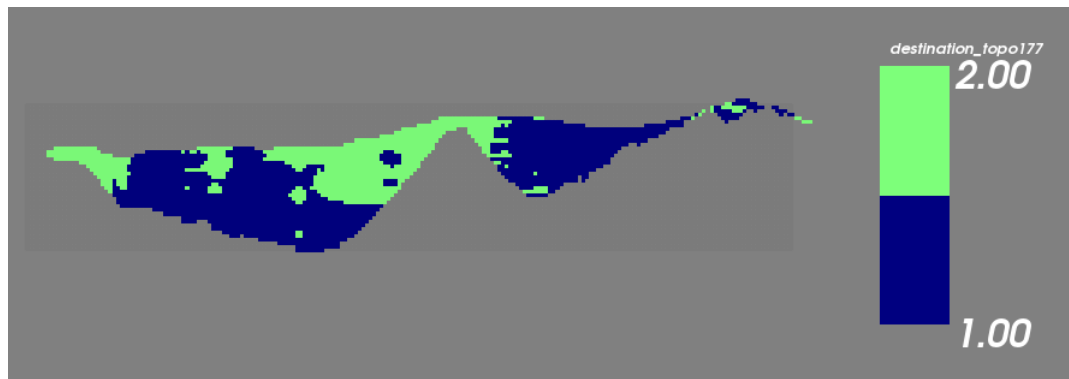


Figura 4.23. Vista en corte YZ del estéril y mineral para la optimización en Toposort

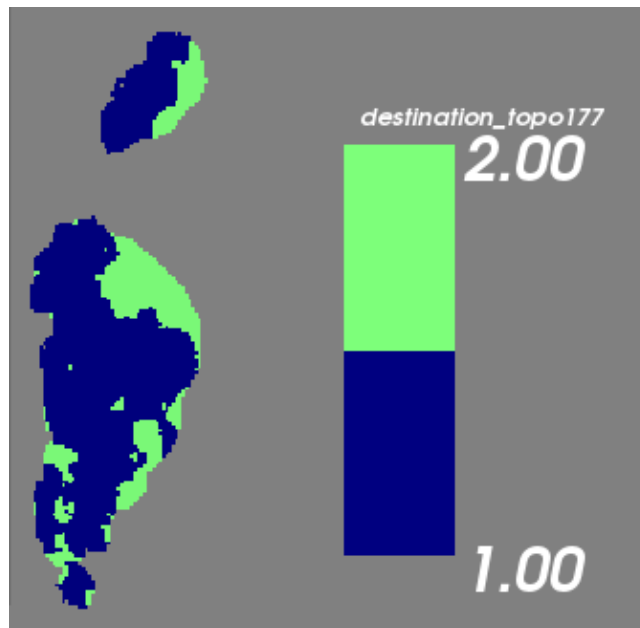


Figura 4.24. Vista corte XY del estéril y mineral para la optimización en Toposort

4.4. Comparación de agendamientos en Doppler para ambas metodologías

Es posible ver que, en ambos agendamientos, el sector que se extrae primero es aquel rico en mineral que se encuentra sobre superficie, lo que entrega un gran valor en el primer periodo, pero ya en el segundo año se puede ver el agendamiento tradicional logra menos valor y esto se debe a que la optimización en Toposort en este mismo periodo llega más profundo en el pit menos profundo, alcanzando las leyes de gran valor que se encuentran en este sector, las cuales en la metodología tradicional son alcanzadas en el tercer periodo, y se presenta como apoyo las figuras 4.25 y 4.26 que muestran la zona sobre la cota rica en oro y la zona de concentración de leyes altas para el pit menos profundo respectivamente.

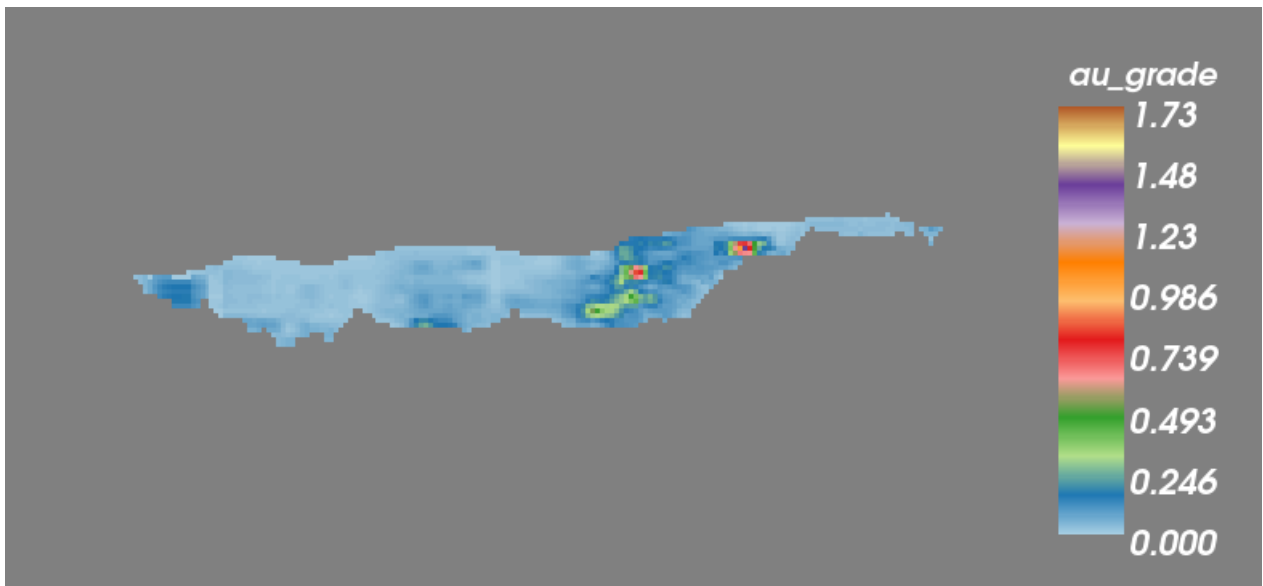


Figura 4.25. "Slice" en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el material ubicado sobre topografía.

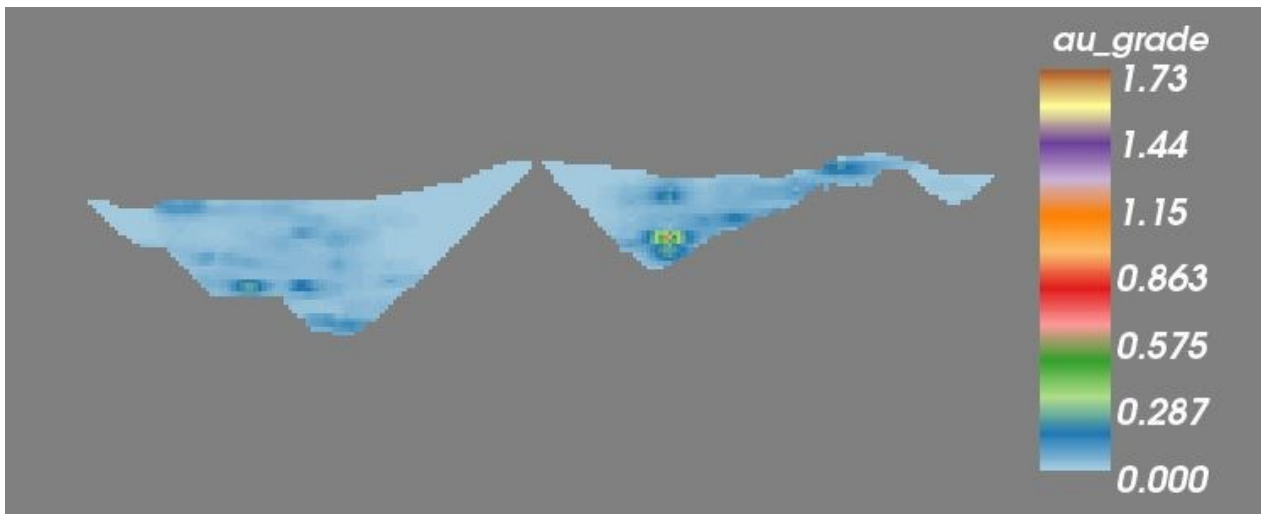


Figura 4.26. "Slice" en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el pit más pequeño.

Observando el pit más profundo, se puede apreciar la misma tendencia anterior, ya que las altas leyes que se encuentran hacia el sur del pit son alcanzadas en la metodología tradicional en el tercer periodo, mientras que el agendamiento de DBS logra extraer esto en el segundo periodo. Luego de estos periodos ambas metodologías se enfocan en extraer el material para llegar a los bloques ricos en mineral que se encuentran en el fondo del pit más profundo, siendo alcanzados por la metodología tradicional en el séptimo periodo, mientras que DBS logra alcanzar parte de estos bloques en el sexto periodo y el resto en el séptimo periodo. Además, se puede agregar que en ambas metodologías la dirección de extracción es hacia el sur para ambos pits. En la figura 4.27 se presentan las zonas de concentración de leyes altas para el pit más profundo.

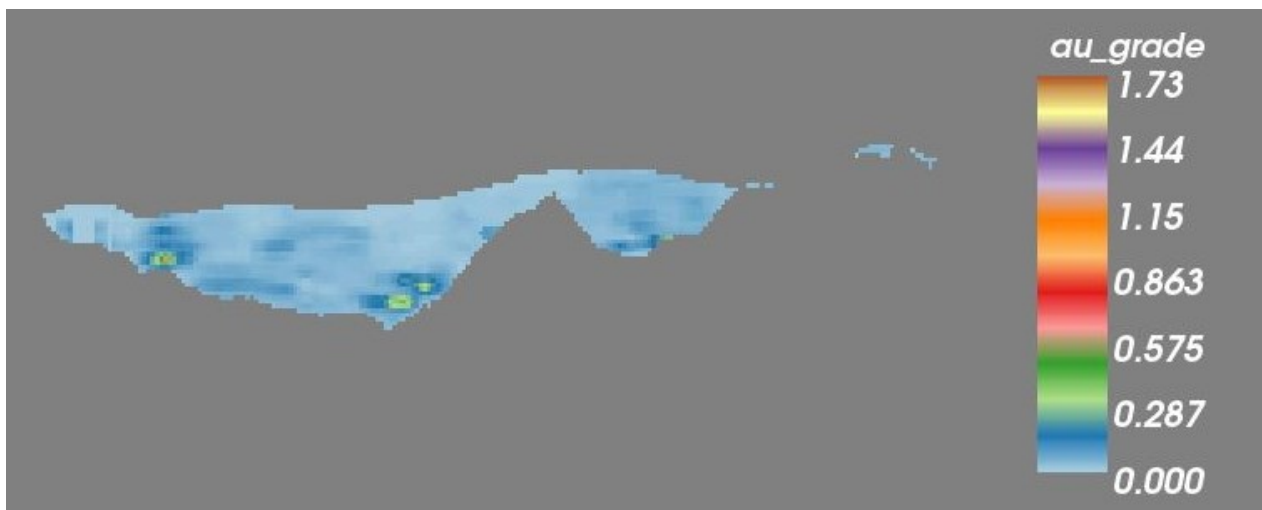


Figura 4.27. "Slice" en eje YZ que muestra sector de interés con altas leyes para el pit más grande.

En cuanto a la parte económica, DBS supera a la metodología tradicional en un 3% respecto al VAN reportado por Doppler, siendo estos flujos de valor apoyados sobre el hecho de que la metodología tradicional tiene fases con relaciones estéril-mineral similares entre sí, en cambio la metodología DBS reporta periodos con REM que inician bajas y van aumentando con el pasar de los periodos, aludiendo a lo mencionado respecto a un mayor movimiento del mineral del yacimiento en los primeros periodos generando más valor, a diferencia de la metodología tradicional que si bien genera valor en su primer periodo, en su segundo periodo el mineral extraído genera un beneficio menor respecto al de DBS.

5. Diseño minero y operativización de los planes de producción en ambas metodologías

5.1 Introducción

En la sección anterior se logró determinar las capacidades tanto de la mina como de la planta, las cuales se usarán para desarrollar el diseño minero de la mina a cielo abierto y posteriormente suavizar el plan de producción a partir de todas las condiciones operativas.

Para el diseño minero se precisará definir cada variable que forma parte del pit y su rampa. Por otro lado, se tiene la secuencia de extracción a partir del diseño para poder generar un plan de producción suavizado. La definición de la secuencia de extracción no tiene una práctica que certifique que la elegida sea la óptima, y es debido a esto que dependiendo de los resultados obtenidos se puede hacer un nuevo plan de producción con mejores resultados a partir de cambios en el diseño.

En este caso de estudio, para la capacidad mina escogida se comprobó que la capacidad planta no se lograba satisfacer año a año como Toposort predecía, por lo que se definió un nuevo caso en donde se estableció la capacidad mina en 17 [Mtons/año] y la capacidad planta en 10 [Mtons/año], y bajo estos supuestos se reportaran los resultados del diseño minero y plan minero suavizado. Ante esto, se desarrolló un caso de análisis comparando el caso desarrollado con Toposort con uno definido bajo las nuevas capacidades escogidas con Sliding Window en el anexo 16.

5.2 Definición de parámetros para diseño minero

5.2.1 Parámetros de diseño de banco

Es de gran importancia partir definiendo los parámetros en base a los cuales se realizará el diseño de la rampa y de los bancos a través del software Vulcan. Para ello se establecerá el ángulo cara-banco en conjunto con el ancho de la berma para así lograr satisfacer el requerimiento del ángulo inter-rampa, el cual se corresponde con el ángulo de precedencias utilizado para las optimizaciones de la sección anterior.

Bajo el supuesto de lograr un ángulo inter-rampa igual 45 grados, se presentan en la tabla 5-1 los resultados asociados a los parámetros del banco, los cuales se definen considerando la estructura de la figura 5-1, donde h_b representa la altura de banco, α_b el ángulo cara-banco, α_{IR} el ángulo inter-rampa y b el ancho del banco.

Tabla 5.1. Parámetros de diseño de los bancos

Altura banco	20 [ft]
Angulo inter-rampa	45 °
Ancho del banco	11 [ft]

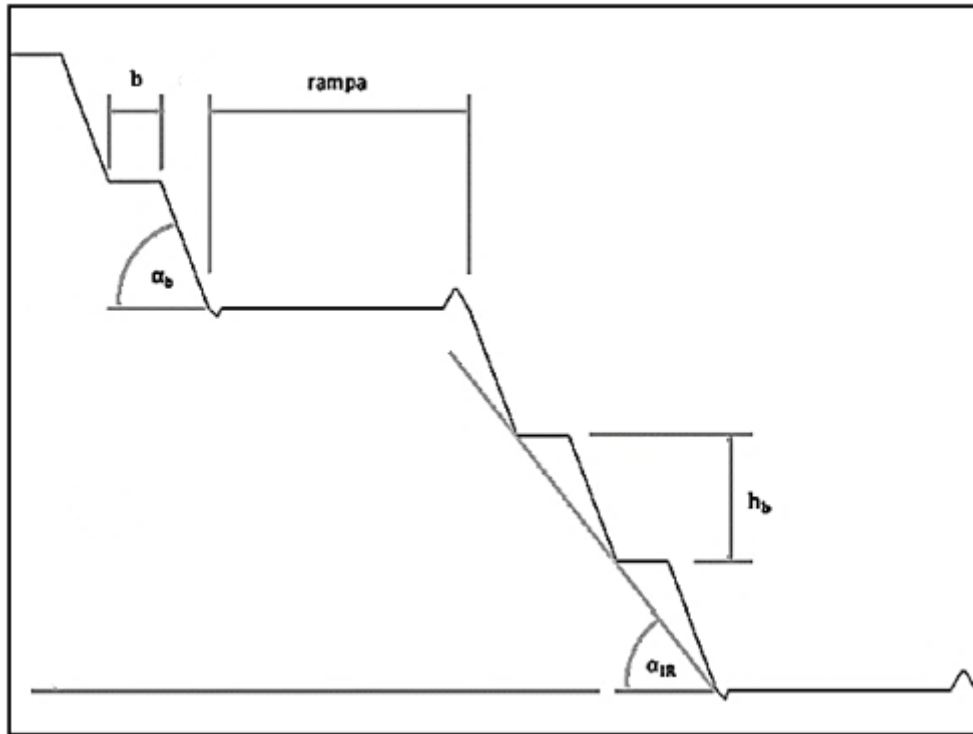


Figura 5.1. Estructura de parámetros de bancos y rampas en un pit.

5.2.2 Dimensionamiento de flota de carguío

Para poder dimensionar el ancho de la rampa y el ancho operativo se precisa determinar los equipos de carguío y de transporte a utilizar. Considerando que el caso de estudio cuenta con bancos de un alto de 20 pies, para que una pala no quede sobredimensionada en el carguío se evaluó que un cargador frontal era más apropiado para esta labor.

Se procede a evaluar los rendimientos que se necesita cumplir considerando una capacidad mina de 17 [Mtons/año] y una capacidad planta 10 [Mtons/año] y que tipo de cargador es propicio para estos requerimientos. En la tabla 5-2 se pueden ver los parámetros operacionales de un cargador frontal, con los cuales se determinará en base a los rendimientos de la mina y la planta cuantos son necesarios para el mineral y el estéril, así mismo la capacidad de cada uno:

Para el carguío se escogió el cargador frontal **CAT 993K** (16 – 31 yd³), el cual se puede apreciar en la figura 5.2:



Figura 5.2. Imagen referencial de cargador frontal CAT 988K

Para este cargador, se escogió el camión **Komatsu HD605-8** cuya capacidad es de 69.4 toneladas y cuyas flotas serán dimensionadas posterior a la secuencia de extracción para evaluar la cantidad requerida en base a las distancias y la cantidad de material que transporten en cada fase o periodo.

En la figura 5.3 se puede apreciar el camión escogido:



Figura 5.3. Imagen referencial de camión Komatsu HD605-8

Con los equipos escogidos se buscará ver cuántos cargadores frontales son necesarios para suplir la demanda de estéril y mineral, esto a través del cálculo de requerimiento de m^3 como se puede apreciar en los resultados de la tabla 5.2, que fueron guiados según la ecuación 3.4.

Tabla 5-2. Parámetros operacionales de carguío y dimensionamiento de cargadores frontales

Parámetros de carguío	Mineral	Estéril
Factor de llenado	0.85	0.85
Disponibilidad	0.90	0.90
Utilización	0.87	0.87

Factor operacional	0.80	0.80
densidad de roca (promedio)	1.93	1.80
esponjamiento	0.50	0.50
Tiempo de baldada	36 s	36 s
Número de baldadas	3	2
Tiempo de espera	1.3 min	1.3 min
Tiempo de ciclo	3.1 min	2.5 min

	Rendimientos	
Mina	1967.6	tph
Planta	1504.6	tph
Estéril	463.0	tph

Capacidad requerida

Planta	58.1	m3	76.1	yd3
Estéril	35.2	m3	47.0	yd3

Con los resultados obtenidos, se evaluó que la cantidad de cargadores totales necesarios para cumplir los requisitos de capacidad será de 6, donde dos de ellos estarán encargado del estéril con una capacidad de balde de 30 yd³ y el mineral estará a cargo de cuatro Cargadores de capacidad de balde de 20 yd³, los cuales se distribuirán 2 por fase.

5.2.3 Definición de ancho operacional y ancho de rampa

Ya con los equipos de carguío y transporte definidos, se puede dimensionar el ancho operacional que ocuparan los equipos en las fases. Se considerarán factores de seguridad y las medidas de cada equipo como se aprecian en la tabla 5.3, y basándose en el carguío que se observa en la figura 5.4, el ancho operacional para esta mina será de 25.3 metros, lo que se traduce en 83 pies. Considerando que cada fase tendrá dos cargadores frontales, tomando en cuenta 5 metros de distancia entre estos anchos por seguridad, la distancia total requerida será de 55.6 metros.

Tabla 5-3. Componentes para definir el ancho operacional

Radio de giro del Cargador	7.6 [m]
Ancho del camión	5.5 [m]
Distancia de seguridad	2 [m]
Distancia a la berma	1 [m]
Berma de seguridad	1.5 [m]
Distancia derrames	1 [m]



Figura 5.4. Posición Camión-Cargador para definir el ancho operacional

En cuanto al ancho de la rampa, dimensionamos utilizando los factores presentados en la tabla 5.4, y según la figura 5.5 el ancho de la rampa corresponderá a 18 metros, lo que se traduce en 60 pies.

Tabla 5.4. Componentes para definir el ancho de la rampa

Ancho de camión	5.5 [m]
Berma de seguridad	1.5 [m]
Distancia entre camiones	2.5 [m]
Distancia hacia talud	1 [m]
Distancia hacia la berma	1 [m]
Ancho derrames	1 [m]

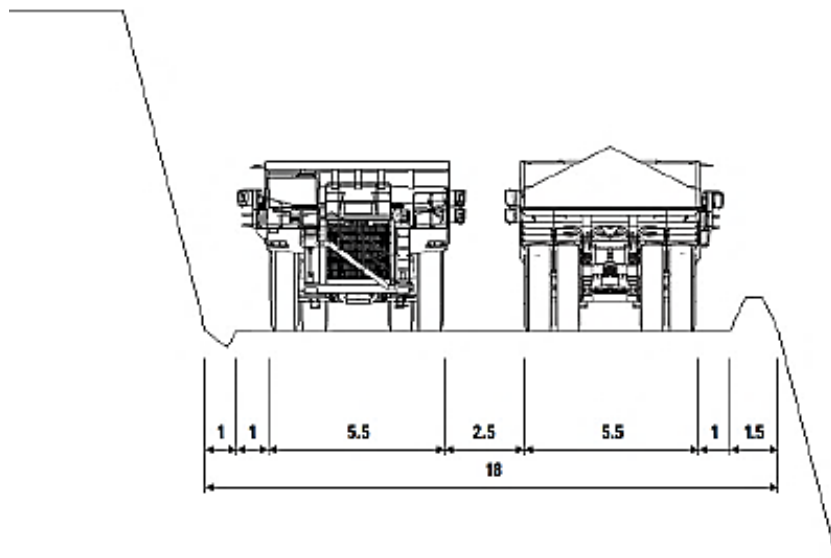


Figura 5.5. Estructura gráfica de rampa de transporte

Posteriormente para el diseño de la rampa se considerará que esta asume una pendiente del 10% para el tránsito de equipos de carga y transporte, además de ser aptas para el resto de los equipos de la faena.

5.3 Diseño de fases y periodos para ambas metodologías

5.3.1 Diseño de fases de metodología tradicional

En esta sección se presenta el diseño de cada fase en función de los parámetros dimensionados para el pit, el resumen de mineral y estéril cubicados por Vulcan en conjunto con el REM respectivo, lo que servirá para el siguiente paso donde se verá la secuencia de extracción.

- En la figura 5.6 se puede apreciar el diseño para la fase 1:

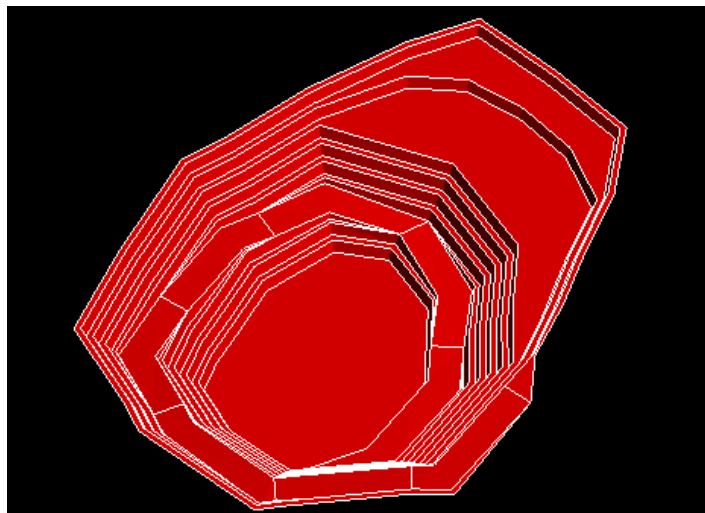


Figura 5.6. Diseño de la fase 1 tradicional

Cabe destacar que la mina está conformada por dos pits y la fase 1 se encuentra dentro del pit inferior. La fase 1 extrae un total de 8 bancos hasta la cota 21.

- En la figura 5.7 se presenta el diseño de la fase 2, donde la primera región corresponde al pit inferior más grande y la segunda al pit superior pequeño:

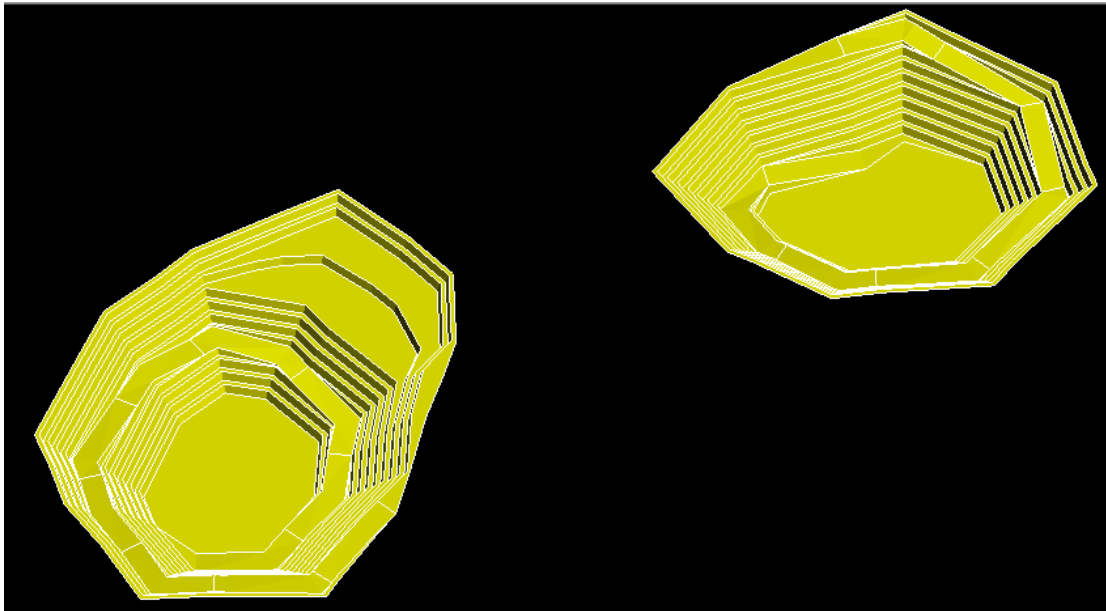


Figura 5.7 Diseño de la Fase 2 tradicional

La fase 2 en su pit inferior llega hasta la cota 19, mientras que el pit superior llega hasta la cota 21.

- En la figura 5.8 se presenta el diseño de la fase 3:

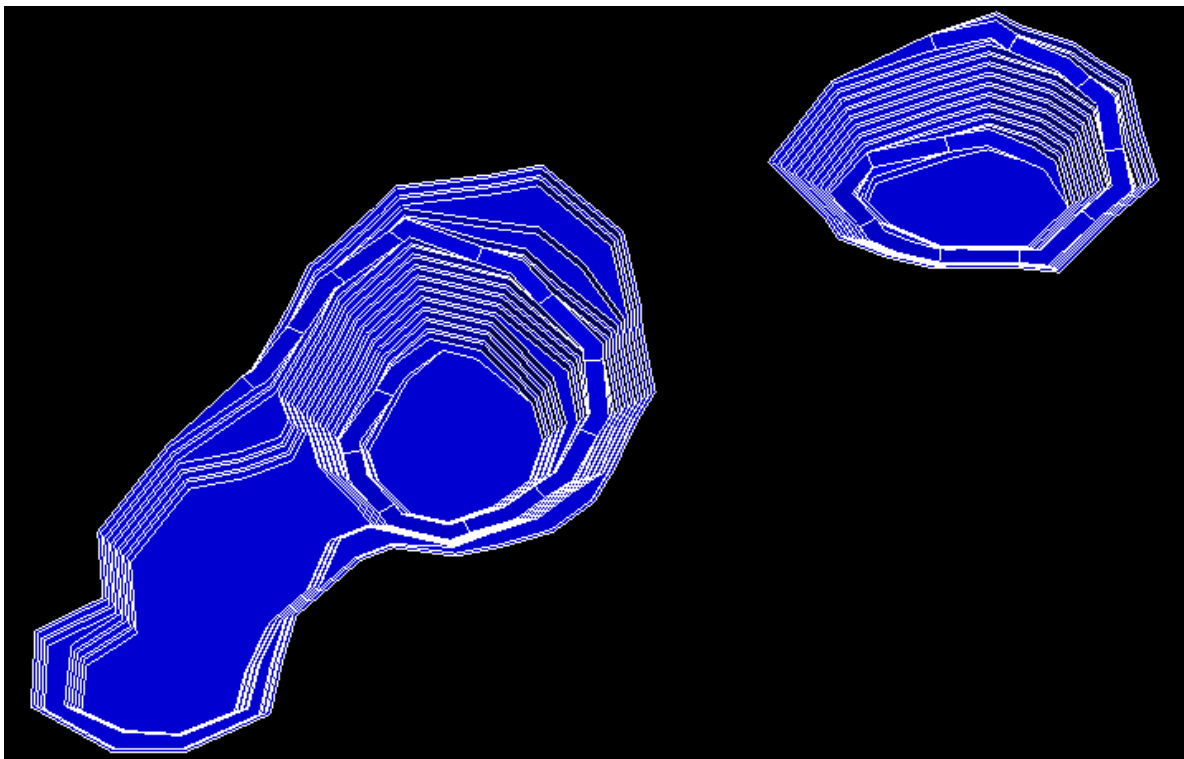


Figura 5.8 Diseño de la fase 3 tradicional

La fase 3 extrae en el pit inferior hasta la cota 16 y el pit superior hasta la cota 19.

- En la figura 5.9 se presenta el diseño de la fase 4:

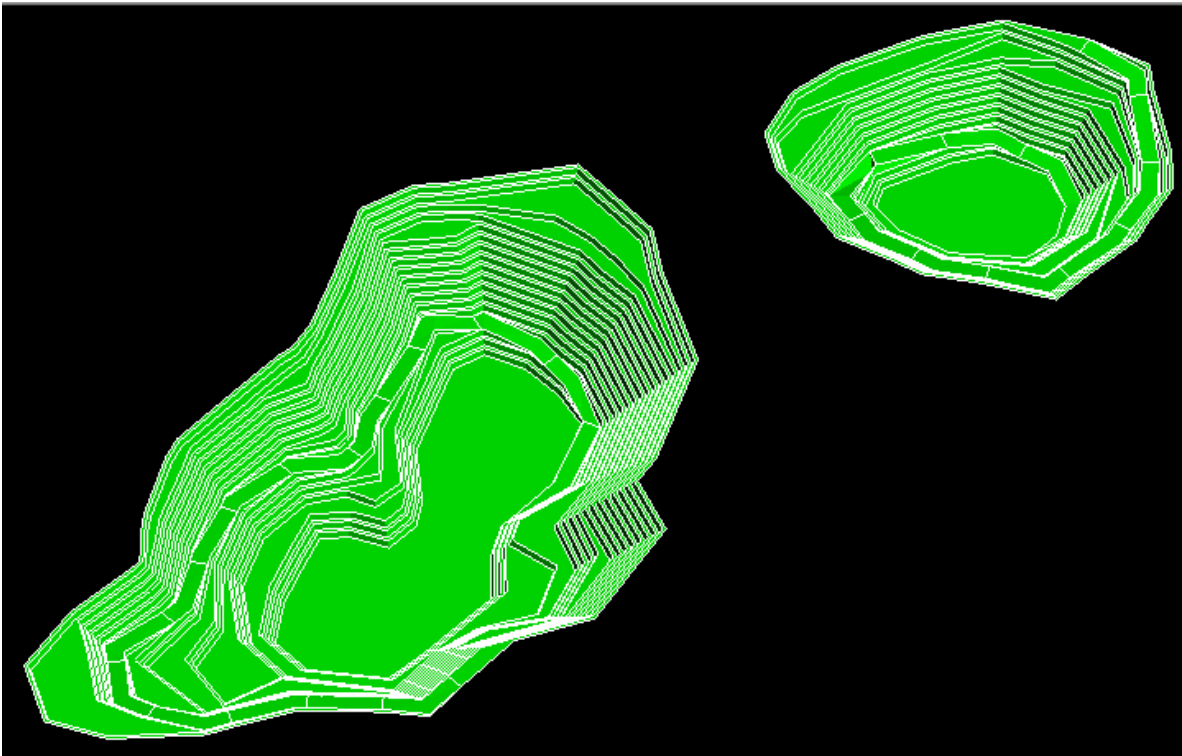


Figura 5.9. Diseño de la fase 4 tradicional

La fase 4 extrae en el pit inferior hasta la cota 13 y el pit superior hasta la cota 18.

- En la figura 5.10 se presenta el diseño de la fase 5:

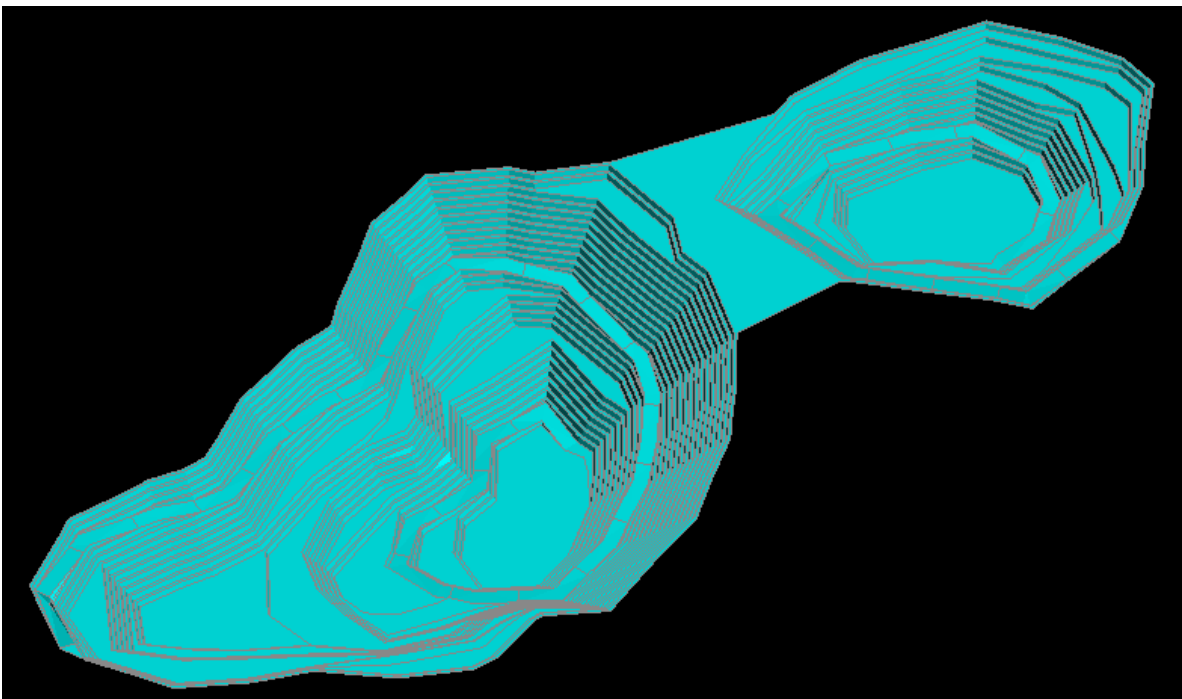


Figura 5.10. Diseño de la fase 5 tradicional

La fase 5 extrae en el pit inferior hasta la cota 5 y el pit superior hasta la cota 17.

Para resumir, se presenta en una vista en planta las 5 fases de la metodología tradicional hasta la cota de topografía juntas en la figura 5.11, en la cual podemos apreciar que el diseño se corresponde con los resultados obtenidos a partir de los pits anidados escogidos y sigue la tendencia del avance de extracción hacia el sur, siendo menos marcada esta tendencia para el pit más pequeño.

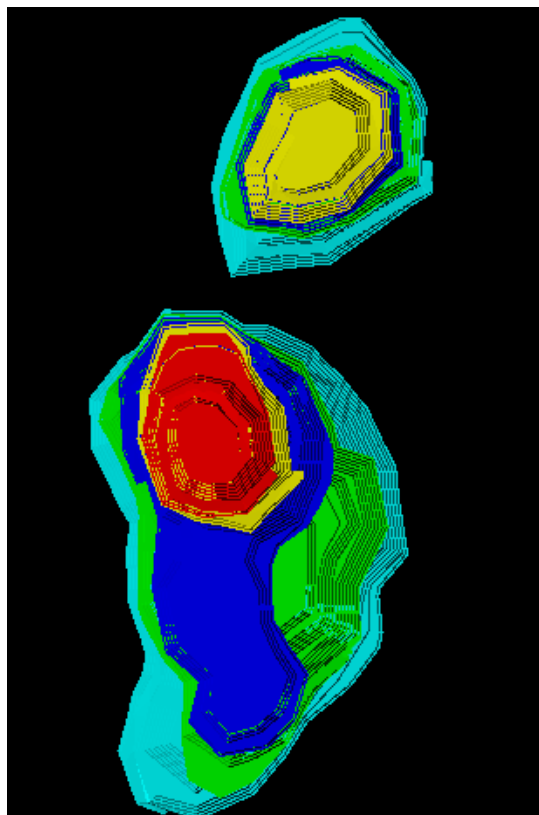


Figura 5.11. Vista en planta del diseño de fases para la metodología tradicional

En la tabla 5.5 se puede ver el resumen de los tonelajes cubicados, y el detalle de cada fase en el anexo 1.

Tabla 5.5. Resumen de tonelajes por fases definidas por diseño minero

	Tonelaje Mineral [Mton]	Tonelaje Estéril [Mton]	Tonelaje Total [Mton]	Ley media [oz/ton]	REM
Fase 1	3.7	1.2	4.8	0.075	0.32
Fase 2	5.1	2.7	7.8	0.055	0.52
Fase 3	9.6	5.4	15.1	0.041	0.56
Fase 4	19.3	8.0	27.3	0.039	0.41
Fase 5	14.5	16.1	30.6	0.029	1.11

Dentro de lo observado, las diferencias entre lo escogido en Doppler con los revenue factor para representar las 5 fases y el diseño operativizado de cada una, el total de material extraído es 27 [Mtons] menos de lo planeado lo cual repercute en todas las fases. Esto se debe principalmente al ancho operacional que limitaba la extracción de las cotas

inferiores, que vendrían siendo en forma exacta 4 bancos como se logra apreciar en la figura 5.12, en la cual las zonas verdes representan mineral y el rojo estéril. Por otro lado, podemos apreciar en esta misma imagen la cantidad de estéril adicional que se extrae fuera del modelo de bloques en las partes negras incluidas dentro de los pits que resultaron de esta manera debido al diseño de los pits.

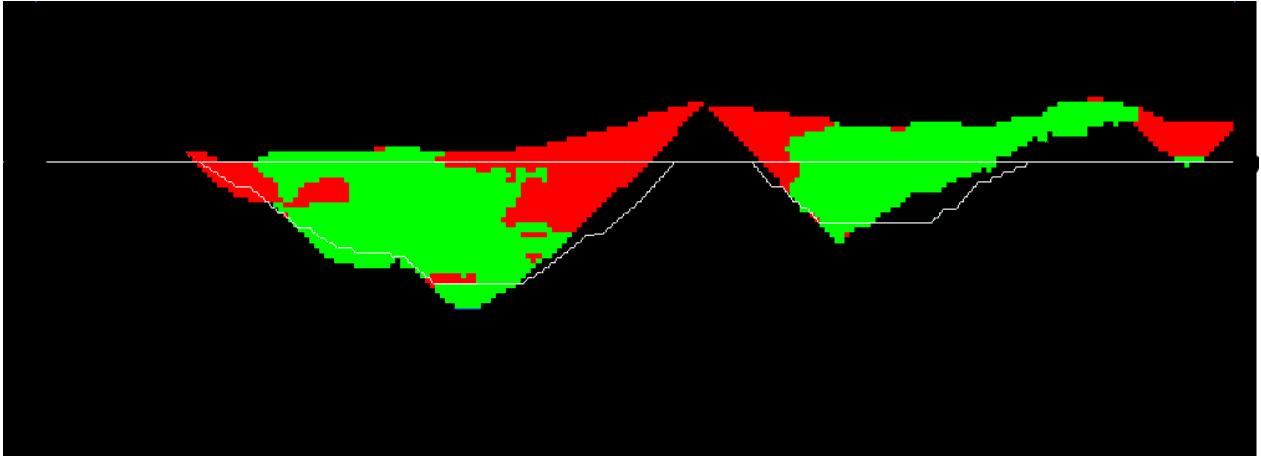


Figura 5.12. Vista del pit final a partir del diseño realizado en Vulcan para la metodología tradicional

Por otro lado, se tiene la existencia de sectores aislados y que quedan fuera del diseño ya que no había forma de incluirlos para ser extraídos debido a que sus dimensiones no lograban cumplir con el mínimo requerido para los equipos como se presenta en la figura 5.13 que representa otro “slice” más cargado hacia el oeste del modelo, en donde para poder realizar la extracción del sector ubicado en la zona sur para poder incluirlo dentro del layout del pit más profundo se necesitaba extraer mucho estéril correspondiente al relleno que se denota por la zona negra bajo la topografía:

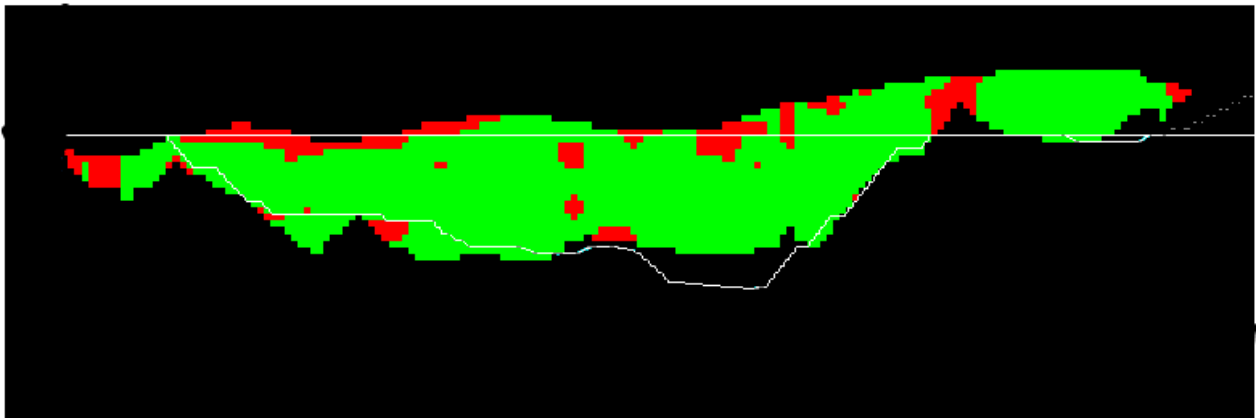


Figura 5.13. Vista de sectores que quedaron fuera del diseño de la metodología tradicional en el pit más profundo.

5.3.2 Diseño de periodos para metodología DBS

Al igual que para la metodología tradicional, se presentarán los periodos obtenidos por la optimización realizada en el agendamiento directo de bloques a través de Toposort, los cuales serán utilizados en términos de fases para la secuencia de extracción en el siguiente paso.

- A continuación, se presenta en la figura 5.14 el diseño la primera fase obtenida de la optimización en Toposort:

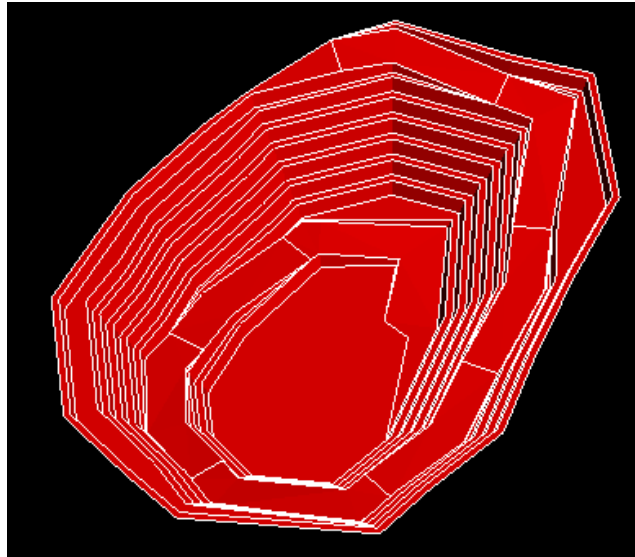


Figura 5.14. Diseño de la primera fase en la metodología DBS

Tal como en la metodología tradicional, en este caso se tienen dos pits y el periodo 1 se encuentra dentro del pit inferior. El periodo 1 extra hasta la cota 21.

- En la figura 5.15 se presenta la segunda fase de la metodología DBS, destacando que al igual que para la metodología tradicional se presentan dos regiones en la cual la primera corresponde al pit inferior y más grande, y en la segunda región el pit superior pequeño:

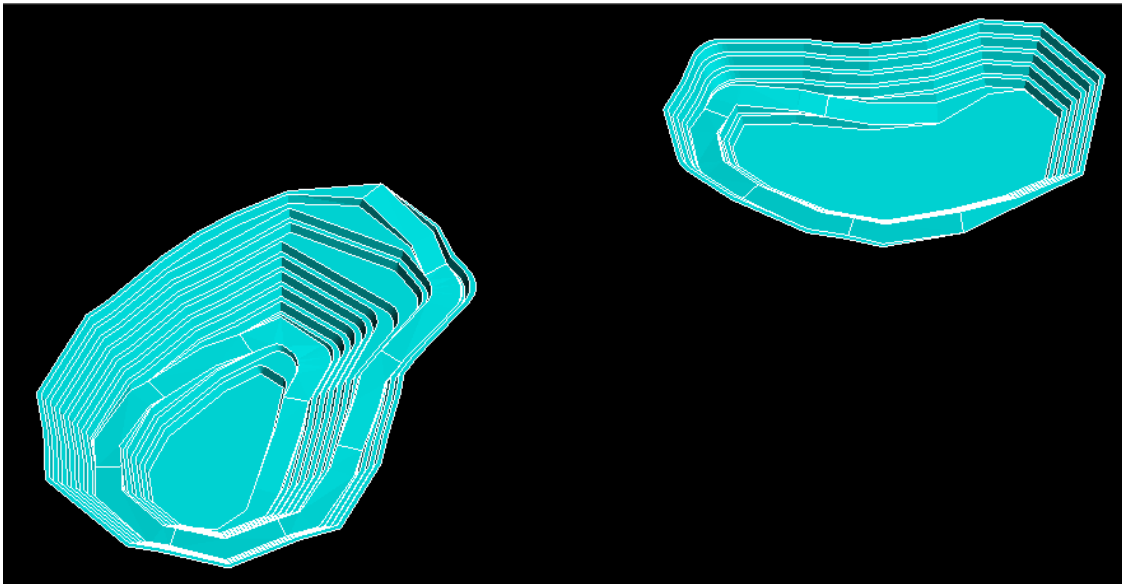


Figura 5.15. Diseño de la segunda fase de la metodología DBS

El periodo 2 extrae en el pit inferior hasta la cota 19 y en lo que respecta al pit superior se extrae hasta la cota 24.

- En la figura 5.16 se presenta la tercera fase de la metodología DBS:

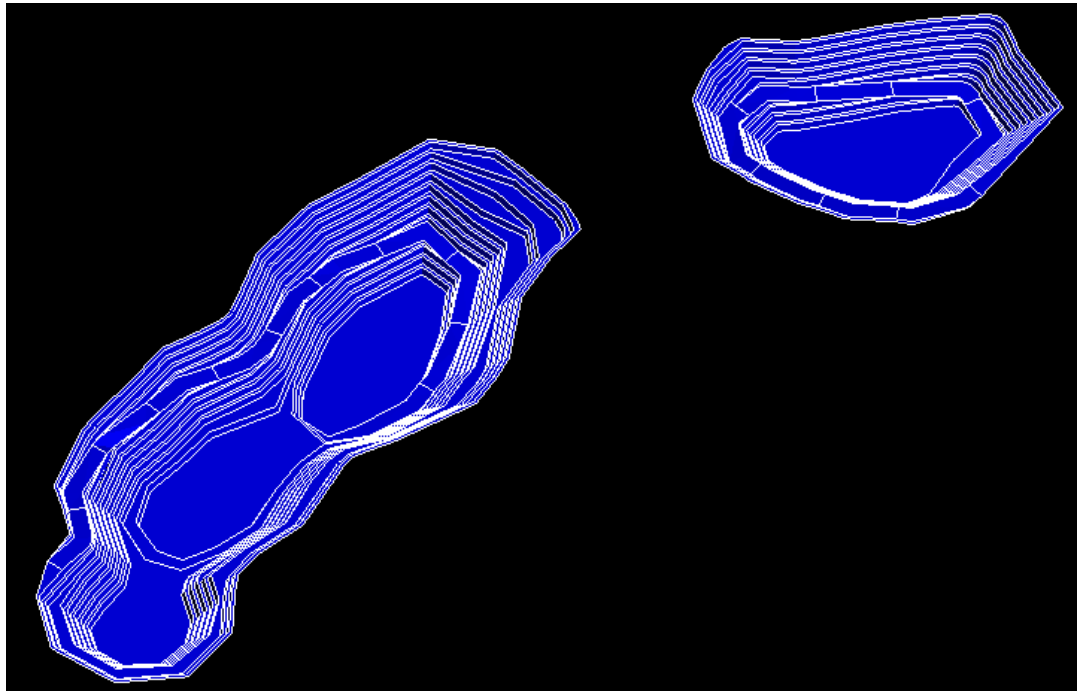


Figura 5.16. Diseño de la tercera fase de la metodología DBS

En el periodo 3 la extracción en el pit inferior llega hasta la cota 18 y en el pit superior hasta la cota 21.

- En la figura 5.17 se presenta la cuarta fase de la metodología DBS:

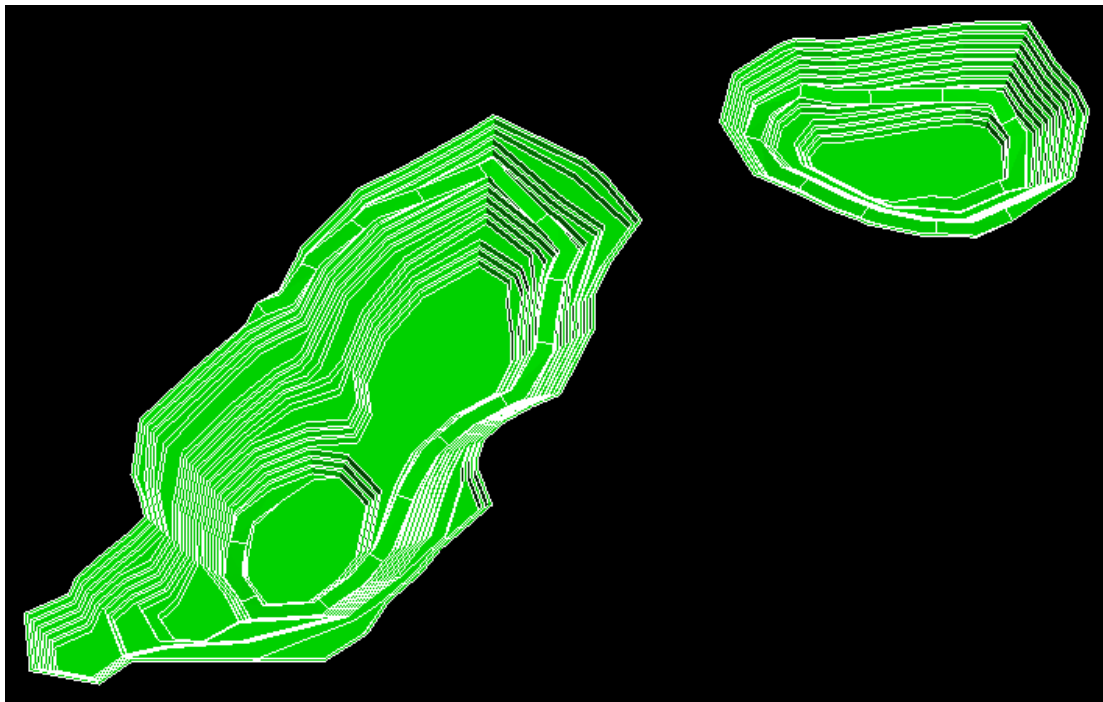


Figura 5.17. Diseño de la cuarta fase para la metodología DBS

El periodo 4 extrae en el pit inferior hasta la cota 14, mientras que el pit superior extrae hasta la cota 19.

- En la figura 5.18 se presenta la quinta fase de la metodología DBS:

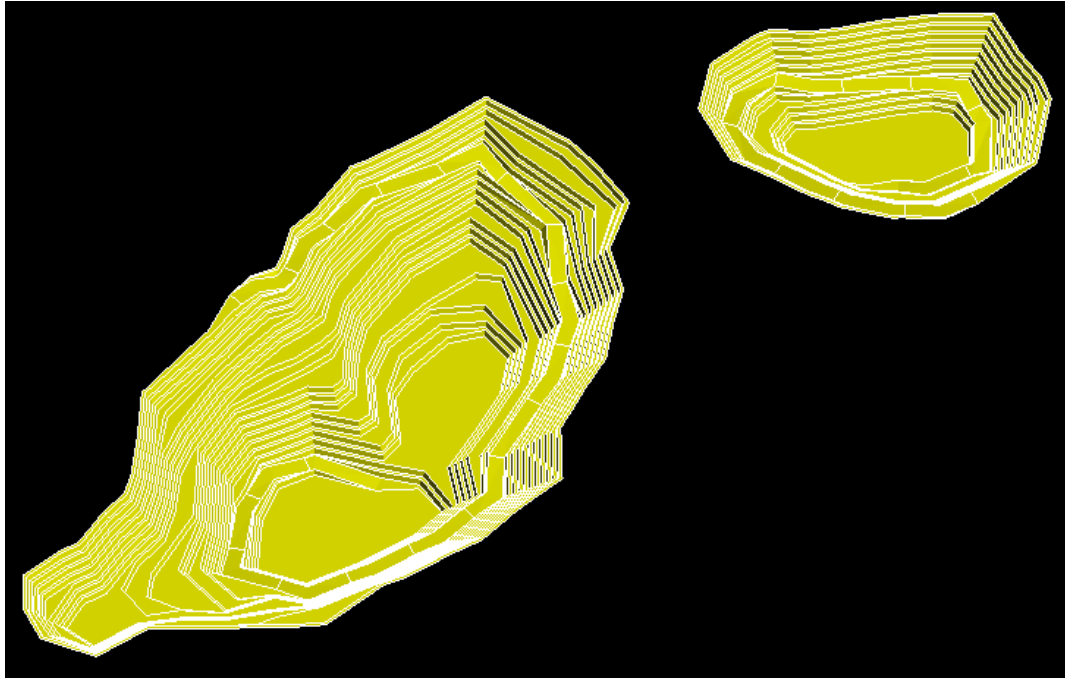


Figura 5.18. Diseño de la quinta fase de la metodología DBS

El periodo 5 realiza una extracción real sólo en el pit inferior, la cual llega hasta la cota 11. El pit superior no contaba con un ancho mínimo para ser desarrollado en este periodo por lo que para términos de cubicación el diseño se mantiene igual al del periodo anterior.

- En la figura 5.19 se presenta la sexta fase de la metodología DBS:

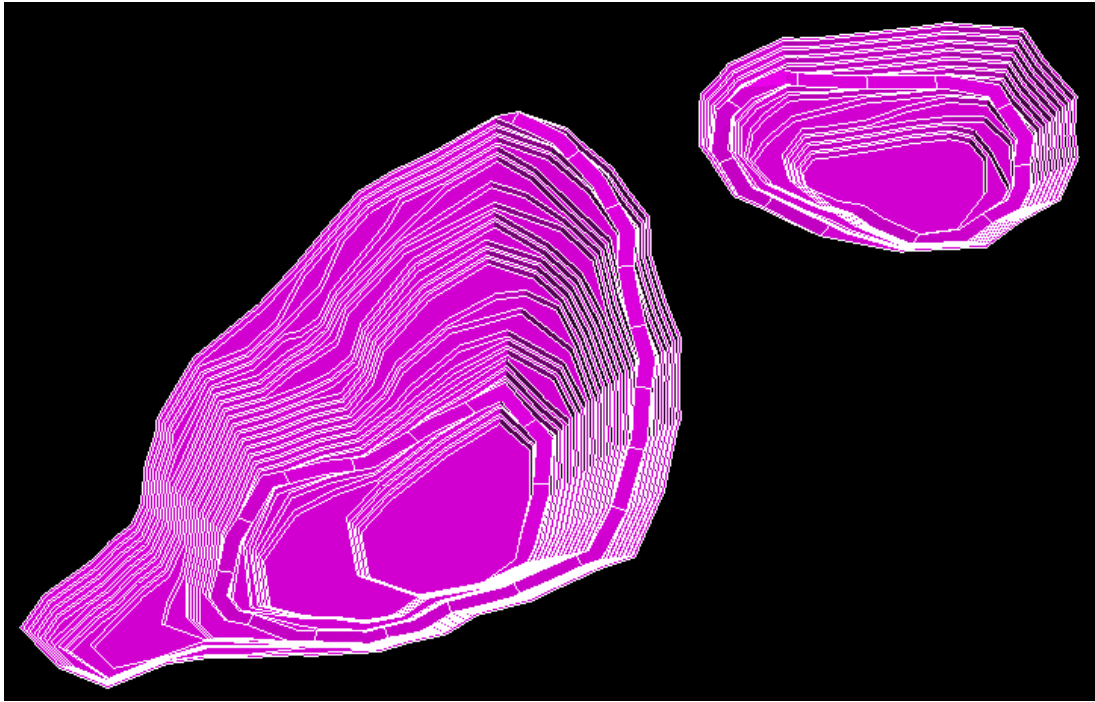


Figura 5.19. Diseño de la sexta fase de la metodología DBS

El periodo 6 extrae en el pit inferior hasta la cota 7 y en el pit superior hasta la cota 18.

- En la figura 5.20 se presenta la séptima y última fase de la metodología DBS:

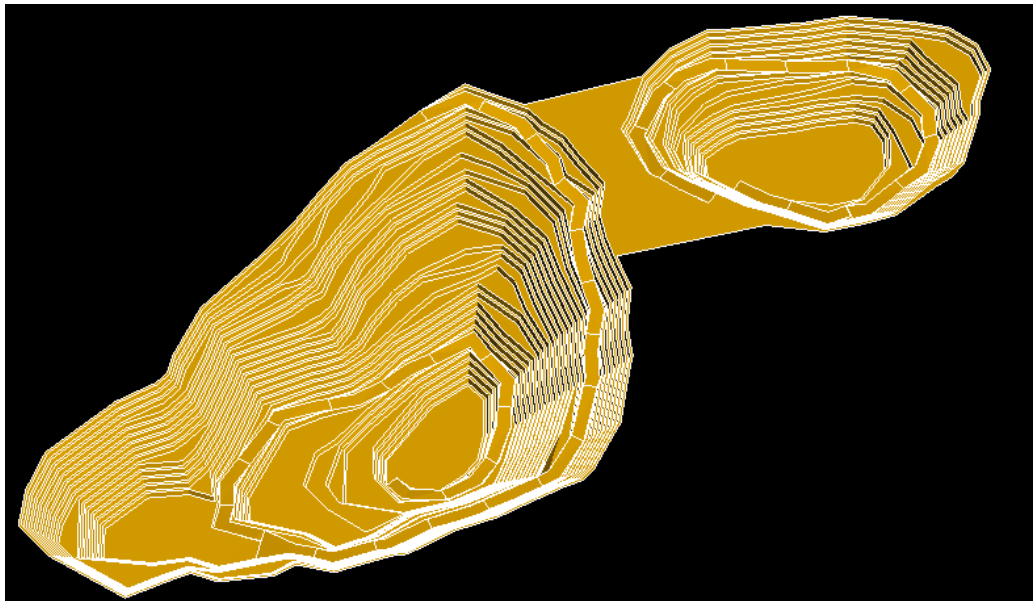


Figura 5.20. Diseño de la séptima fase de la metodología DBS.

El último periodo extrae en el pit inferior hasta la cota 4, mientras que el pit superior extrae hasta la cota 17.

Se presenta una vista en planta con todos los diseños de fases de DBS en la figura 5.21, en la cual se puede ver que el diseño mantiene la tendencia de avance hacia el sur en el

pit más grande, pero en lo que respecta al pit más pequeño tiene un avance más centrado y sin mostrar una tendencia clara.

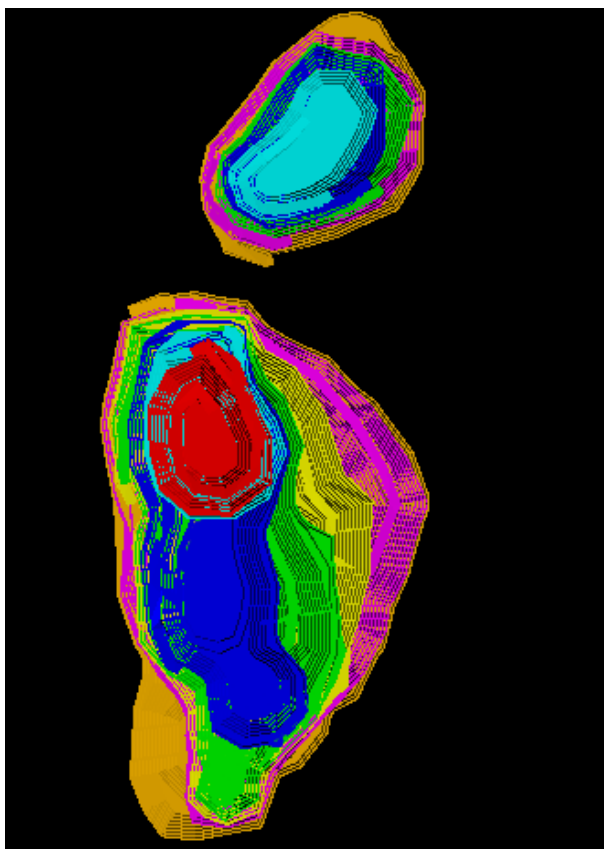


Figura 5.21. Vista en planta del diseño realizado para las fases de la metodología DBS

De la cubicación en Vulcan se obtuvieron los siguientes resultados que se muestran en la tabla 5.6 en forma de resumen, cuyo detalle puede ser encontrado en el anexo 2.

Tabla 5.6. Resumen de tonelajes cubicados para los periodos de la metodología DBS

	Tonelaje Mineral [Mton]	Tonelaje Estéril [Mton]	Tonelaje Total [Mton]	Ley media [oz/ton]	REM
Fase 1	3.3	0.7	4.0	0.088	0.21
Fase 2	3.6	0.9	4.6	0.061	0.26
Fase 3	10.8	2.8	13.7	0.052	0.26
Fase 4	10.9	4.3	15.2	0.042	0.40
Fase 5	10.1	3.9	14.1	0.041	0.39
Fase 6	10.1	12.3	22.3	0.028	1.22
Fase 7	5.9	8.3	14.2	0.021	1.41

Se puede observar que al igual que en la otra metodología, el movimiento de mineral es mayor en los primeros años respecto al de estéril y esto va cambiando a medida que se avanza en los siguientes periodos. La diferencia con lo planificado en Doppler para los pits anidados es de 24.5 [Mtons] ya que los tres últimos bancos no se podían extraer por

restricciones operacionales como se puede observar en la figura 5.22. Así mismo podemos observar que para este diseño, el lastre adicional que se requiere extraer resulta ser más controlado en ambos pits respecto a la metodología tradicional, haciéndose notar esta característica en el pit más grande.

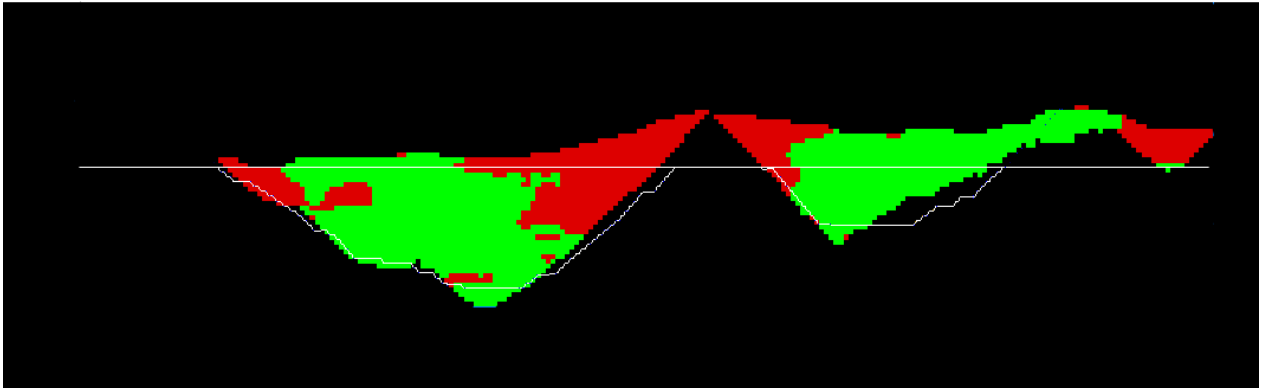


Figura 5.22. Vista de "slice" en eje YZ que muestra el pit final alcanzado por el diseño de la metodología DBS

Por otro lado, en esta metodología también se contaba con la presencia de sectores aislados y cuyas dimensiones no bastaban para incluirlos dentro del diseño sin arrastrar mucho lastre en el proceso como se observa en la figura 5.23 en donde la zonas verdes representan mineral y las rojas estéril, se muestra un "slice" enfocado en la zona oeste del pit más grande y donde se ve en el sur zonas de material que para poder ser incluidas dentro del layout del pit final se requería extraer mucho lastre adicional que estaba fuera del modelo de bloques, pero logra una mejor extracción en el pit más grande al poder extraer zonas más profundas que la metodología tradicional no podía y que contienen mineral.

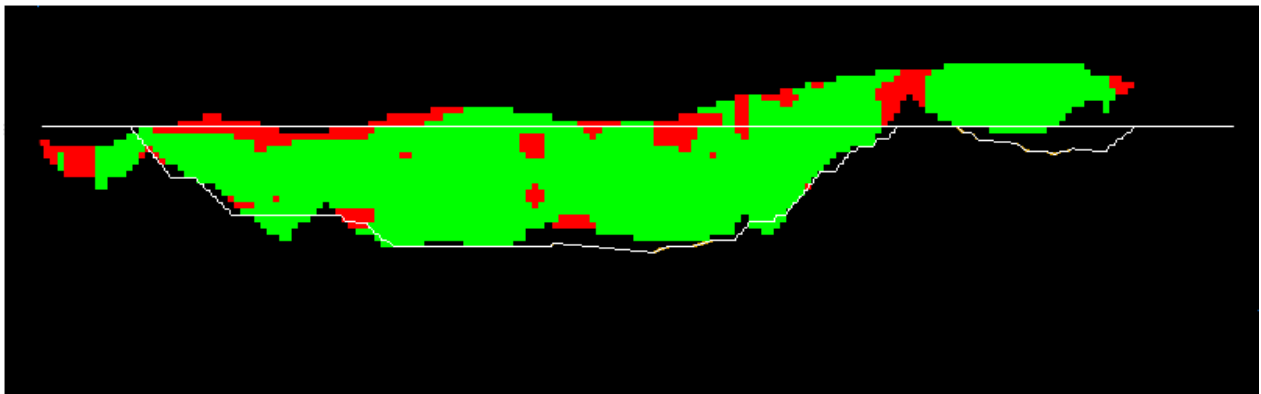


Figura 5.23. Vista de "slice" en eje YZ que muestra sectores que quedaron fuera del diseño de la metodología DBS

5.4. Comparación de diseños para ambas metodologías

Es importante caracterizar cada metodología respecto a cómo varió de lo obtenido en Doppler al diseño realizado en Vulcan para poder entender las diferencias entre ambas metodologías en una antes y un después. En la tabla 5.7, se presentan las variaciones para la metodología tradicional en donde podemos apreciar que el tonelaje total que movía cada fase cambió de diferentes formas, dentro de las cuales para la fase uno su

gran cambio se debe principalmente a que parte del material que Doppler designo como “fase 1” se encuentra sobre la cota de topografía y fuera de lo que se diseñó con “autopit” a partir del diseño que llega hasta esta cota, por ende este tonelaje es abarcado por otras fases, principalmente las últimas dos. En cuanto a la fase 2 y 3, mucho del tonelaje que pierden es debido a que por diseño partes que se encuentran sobre la cota al igual que para la fase 1, son abarcadas por las últimas fases, y además en el sector sur que no es extraído y que se mostró en detalle para esta metodología en el “slice” cargado hacia el oeste del modelo, contiene material que pertenece a estas dos fases. Finalmente, las fases 4 y 5 deben su aumento debido a que por su diseño abarcan zonas que las fases anteriores no podían cubrir dentro de los que se les había asignado por Doppler, y en particular la fase 5 es la que más abarca estéril extra del que se considera dentro del modelo de bloques, lo cual se corrobora con las tendencias que siguen tanto la ley media como la relación estéril/mineral, donde se ve que para la primera fase el material que no se extrajo correspondía a estéril principalmente, para las fases 2 y 3 las zonas que no se pudo abarcar contenían más mineral pero se conservaron aquellos de mayor ley para poder subir la ley media. La fase 4 simplemente extrae menos estéril que hace aumentar su ley media y baja la REM. Finalmente, la fase 5 muestra el impacto del estéril extraído aportado tanto por lo que no lograban sacar las otras fases cómo el que se encuentra fuera del modelo.

Tabla 5.7. Variaciones entre los resultados de Doppler y el diseño operativizado para el tonelaje por fase, su ley media y su REM en la metodología tradicional

	Variación tonelaje total	Variación Ley media	Variación REM
Fase 1	-71%	0%	-26%
Fase 2	-66%	15%	18%
Fase 3	-38%	8%	4%
Fase 4	9%	15%	-13%
Fase 5	31%	-6%	152%

En cuanto a la metodología DBS se presentan en la tabla 5.8 el mismo tipo de variaciones analizados para la metodología tradicional, donde podemos encontrar tendencias similares, ya que al igual que para el caso tradicional, la fase 1 presenta su disminución debido a que una gran parte de su material se encuentra sobre la cota de topografía y no alcanza por diseño a cubrir esas zonas (concentración en zona norte) y que además corresponde a estéril en gran parte que se refleja en un aumento de ley media y una baja en la REM.

Tabla 5.8. Variaciones entre los resultados de Doppler y el diseño operativizado para el tonelaje por fase, su ley media y su REM en la metodología DBS

	Variación tonelaje total	Variación Ley media	Variación REM
Fase 1	-76%	16%	-22%
Fase 2	-73%	24%	-13%

Fase 3	-18%	13%	-7%
Fase 4	-11%	2%	29%
Fase 5	-17%	41%	-44%
Fase 6	31%	0%	21%
Fase 7	19%	-19%	81%

En cuanto a las diferencias que se observan dentro de los agendamientos hechos en Doppler, se puede notar que las fases siguen una tanto tonelajes como REM son similares entre ellas y que al llevarlo al agendamento este sigue la misma tendencia, en cambio el agendamento por DBS enfoca los primeros años en extraer más mineral, teniendo en estos periodos leyes medias más altas y REM's más bajas para luego ir cambiando esta estadística en tener leyes medias más bajas en los últimos años y con REM más alta y que se traduce en poder generar un valor más alto los primeros años a diferencia de lo tradicional como se pudo ver en la sección anterior.

En cuanto a los cambios experimentados en ambas metodologías luego del diseño operativo, es posible concluir que, si bien ambos agendamientos seguían tendencias similares en sus cambios, el agendamento DBS presenta variaciones en las leyes medias de las fases más grandes y que conllevan a tener REM's más bajas. Por otro lado, el lastre adicional que se encuentra fuera del modelo y que se extrae por diseño para la metodología DBS es menor, lo cual se puede comprobar tanto en las variaciones de tonelaje y leyes, como en los dibujos que caracterizan la zona que limita el pit final en ambas metodologías. Así mismo es posible ver que el pit final de la metodología DBS logra alinearse mejor con el modelo de bloques evitando extraer lastre adicional y así mismo poder extraer zonas con mineral que la metodología tradicional perdía.

6. Planes de producción suavizados y evaluación económica

6.1 Introducción

En esta sección se verá la secuencia de extracción para cada metodología, lo que consiste en la programación temporal y espacial de las reservas definidas en el diseño minero para cada metodología, usando además parámetros operacionales que den las restricciones entre fases para ser extraídas y con un reporte de forma anual, donde a partir de esto se generaran planes de producción, y se evaluara para ambos casos un plan de producción sin las restricciones operacionales para poder apreciar el potencial total de la faena y se comparará el cómo se desarrollan en ambas metodologías. Esta etapa será realizada a través de Excel y en forma manual, proceso el cual es realizado en la industria actual.

Una vez definidos los planes de producción, se procederá a realizar los perfiles de distancia y velocidad para cada fase con las distancias alcanzadas en cada periodo, y con ello definir a partir del material transportado la cantidad de camiones necesarios año a año con el fin de evaluar los cambios en el costo mina de cada metodología y para los casos sin restricciones por igual que se detallarán en los anexos correspondientes.

Finalmente se llevará a cabo la evaluación económica para poder evaluar en términos de beneficio todos los casos definidos. Para esta parte, se tomará como supuestos los costos referentes a la perforación y tronadura, ya que este estudio se centrará en las diferencias que se generan a partir del carguío y transporte año a año.

Por otro lado, se compara en el anexo 16 la variación del primer plan obtenido en Doppler para la capacidad mina de 17 [Mtons/año] y capacidad planta de 13 [Mtons/año] con el nuevo caso que mantiene la misma capacidad mina, pero baja la capacidad planta a 10 [Mtons/año] debido a las restricciones operativas.

6.2 Secuencia de extracción y plan de producción para metodología tradicional

La secuencia de extracción fue definida a partir del diseño de Vulcan y su cubicación respectiva en donde se obtuvo un total de material ordenado por estéril y mineral por bancos para cada fase. Los parámetros operacionales restrictivos utilizados y obtenidos a través de benchmarking fueron un “**sinking rate**” (número de bancos por año) de 6 y un “**min/max lead**” de 1 y 3 respectivamente, el cual hace alusión a la diferencia mínima y máxima de bancos entre fases.

En base a esto se generó un movimiento de material que cumpliera con las capacidades establecidas como *Objetivo*, y tomando en cuenta que los dos primeros años se dedican a nivelación de plataforma para acceder a la cota final establecida para el pit. El detalle de la secuencia de extracción para la metodología tradicional tanto con restricciones operativas como sin ellas se puede encontrar en los anexos 3 y 4.

En la tabla 6.1 se puede apreciar en detalle los movimientos de mina y planta año a año, y en la figura 6.1 se ve el plan de producción a partir de estos resultados:

Tabla 6.1. Detalle del plan de producción para la metodología tradicional

Periodo	Mina [Mtons/año]	Planta [Mtons/año]
1	16.62	8.04
2	16.67	9.68
3	16.91	9.98
4	16.69	9.28
5	16.88	9.22
6	16.72	10
7	11.49	7.29
8	5.47	4.18
9	0.43	0.28

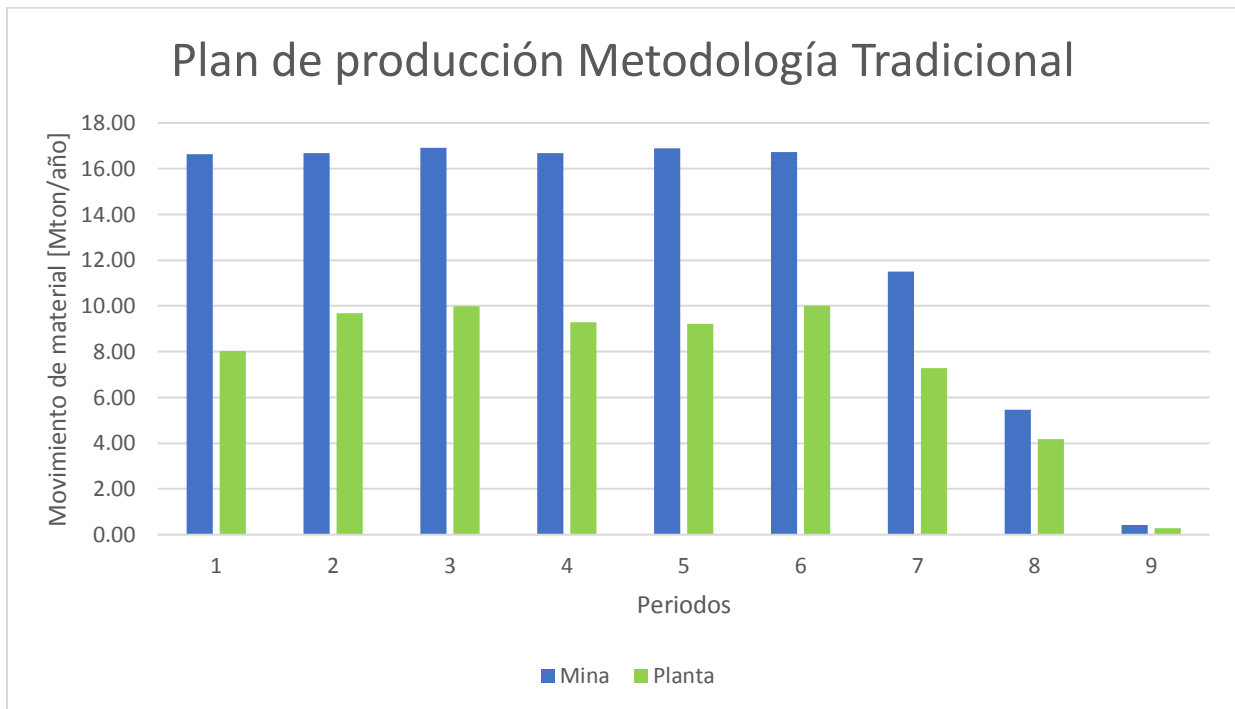


Figura 6.1. Plan de producción suavizado para la metodología tradicional

A partir de esto, se aprecia que la planta alcanza sus capacidades hasta el año 6, y es a en el año 7 donde por las restricciones operacionales no se alcanza la producción objetivo, por lo que desde este año se evaluara un plan de producción sin restricciones que se detalla en el anexo 7.

6.2 Secuencia de extracción y plan de producción para metodología DBS

Al igual que para la metodología tradicional, la secuencia de extracción fue definida a partir del diseño de Vulcan en conjunto con la cubicación por bancos para cada periodo, los cuales serán utilizados como “fases”. Los parámetros operacionales restrictivos utilizados fueron un “**sinking rate**” (número de bancos por año) de 6 y un “**min/max**

lead” de 1 y 3 respectivamente. Cabe destacar que en esta metodología se hizo utilización de stocks en algunos años debido a la secuencia de extracción diferente, para poder alcanzar la capacidad mina era necesario extraer más mineral del que procesaba la planta, el cual fue usado para años en los cuales faltaba mineral para poder llegar a la capacidad planta. Al igual que para la metodología tradicional, el detalle de la secuencia para los casos en DBS con restricciones operacionales y sin ellas se pueden encontrar en los anexos 5 y 6.

En la tabla 6.2 se refleja el movimiento de mineral y estéril año a año para esta metodología, el cual se grafica en el plan de producción respectivo en la figura 6.2:

Tabla 6.2. Detalle del plan de producción para la metodología DBS

Periodo	Mina [Mtons/año]	Planta [Mtons/año]	Stocks [Mtons/año]
1	16.63	8.02	0
2	16.48	9.60	0
3	15.60	10	0.24
4	16.85	10	0.72
5	16.75	8.06	0
6	16.79	10	0.01
7	12.82	8.77	0
8	6.47	4.92	0
9	1.88	1.43	0

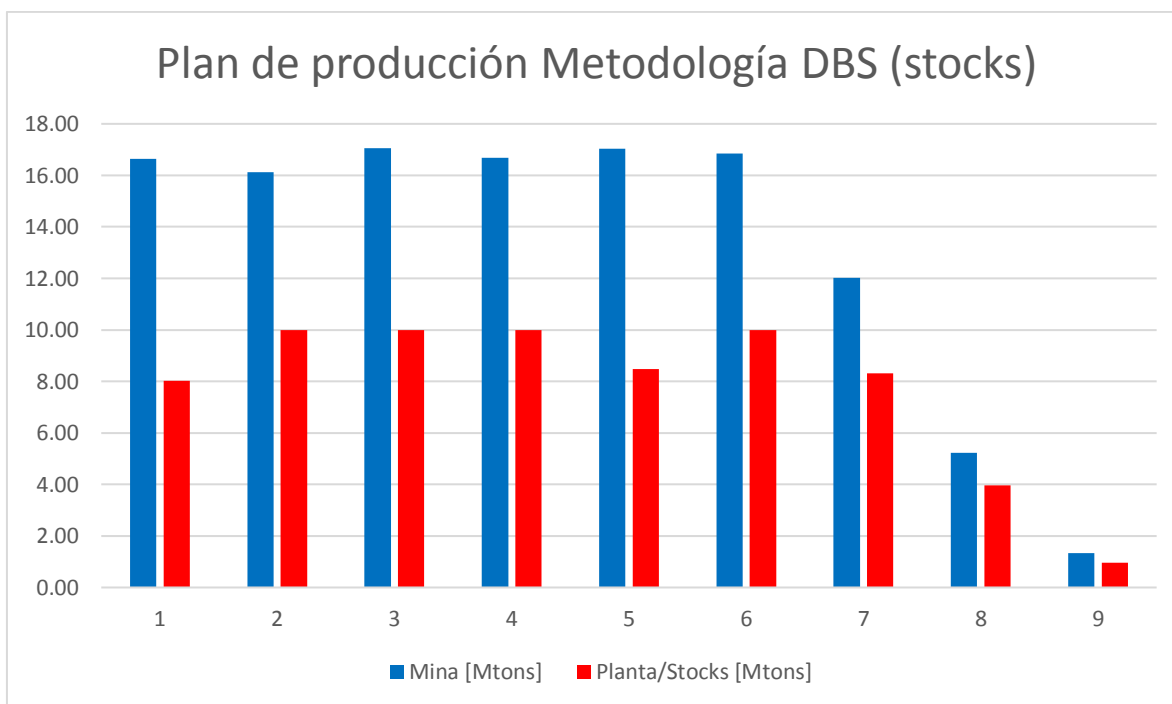


Figura 6.2. Plan de producción suavizado para la metodología DBS

Así como en la metodología tradicional, para el agendamiento directo de bloques también se evaluó un caso sin restricciones operacional para ver su máximo potencial. En este caso se aprecia que desde el año 3 existe un déficit para lograr cumplir con la capacidad mina, por lo que desde este año se evaluara un nuevo plan de producción el cual queda reflejado en el anexo 7.

6.3 Comparación y análisis entre las secuencias de extracción de ambas metodologías

Dentro de los resultados más importantes de este estudio se busca lograr una comparación clara entre la metodología tradicional y su definición de fases ante la definición de periodos de la metodología de agendamiento directo de bloques. Mediante el software Vulcan se marcó cada fase de la metodología tradicional y cada periodo de la metodología DBS en el modelo de bloques para visualizar la forma en que avanzaban año a año.

En la figura 6.3 se presenta el avance año a año de la metodología tradicional desde un corte en el plano YZ, así mismo en la figura 6.4 se muestra el avance para la metodología DBS:

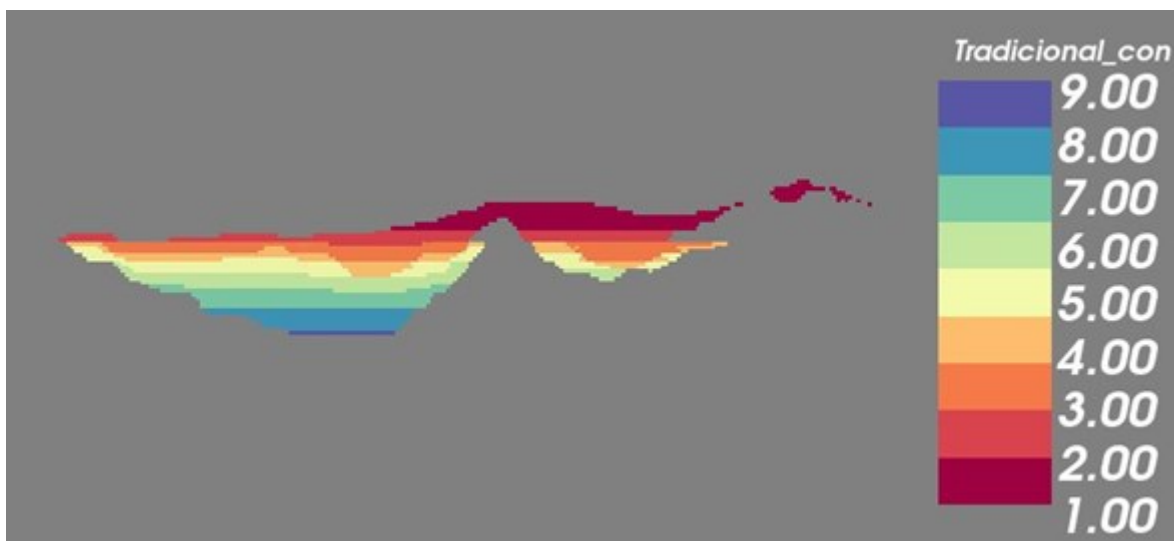


Figura 6.3. Periodos de secuencia de extracción de la metodología tradicional

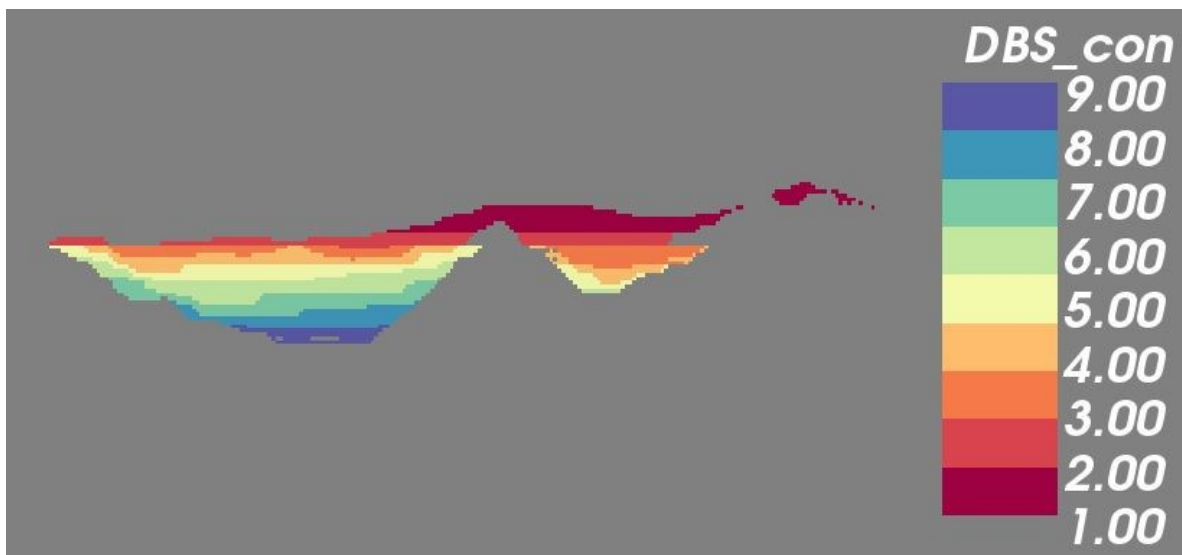


Figura 6.4. Periodos de secuencia de extracción de la metodología DBS

Dentro de las comparaciones de las imágenes, cabe destacar que los dos primeros periodos son iguales debido a que corresponde a la nivelación de plataforma que para ambos casos corre de la misma manera para iniciar la extracción de los pits. Por otro lado, es fácil apreciar que la metodología DBS refleja la mayor extracción de material debido a que su diseño permitía una extracción levemente más profunda, la cual se ve con claridad en el último periodo.

Respecto a el avance de cada periodo, se puede observar que para la metodología tradicional la extracción de fases se asemeja a una extracción banco a banco que se da por las restricciones operativas para realizar la extracción, así como también el tamaño más grande de los bancos correspondientes a las dos últimas fases. En el caso de la metodología DBS, los periodos entregados por la optimización son mejor distribuidos y funcionan en forma óptima con los parámetros operacionales, entregando una mejor secuencia de extracción, lo cual repercutirá principalmente en la evaluación económica que será evaluada en las secciones posteriores.

Las figuras de cada periodo para ambas metodologías se encuentran en los anexos 8 y 9 respectivamente.

6.4 Dimensionamiento flota de camiones y costo operacional de transporte

Una vez obtenidos los planes de producción, es posible dimensionar la flota de camiones en base a la secuencia de extracción y la distancia recorrida por los camiones a cada fase. Para esto será necesario conocer las velocidades del camión según pendiente y condición, las cuales son presentadas en la tabla 6.3:

Tabla 6.3. Parámetros de velocidad para camión de transporte (Fuente: Curvas Rimpull dadas por catálogo)

	Velocidad camión [km/h]	
	Subida	Bajada
Pendiente	Cargado	Vacío
10%	21	24

	Velocidad camión [km/h]	
	Vacío	Cargado
Pendiente	Vacío	Cargado
0%	50	46

Por otro lado, se precisará la información respectiva a los parámetros económicos a partir de los cuales se dimensionará el costo operacional por camión año a año y que son presentados en la tabla 6.4:

Tabla 6.4. Parámetros operacionales para transporte

Parámetros	Valor	Unidad
Personal por operación (p/e)	6	--
Personal mantenimiento (p/e)	3	--
Salario	2400	US/mes
Insumos	85	US/h
Precio diesel	0.8	US/l
Consumo combustible	80	l/h

Finalmente, se presenta las distancias en detalle por cada fase y periodo según la metodología, se presenta en las tablas 6.5 y 6.6 las distancias promedio recorridas por los camiones en el caso de la metodología tradicional y DBS respectivamente:

Tabla 6.5. Detalle de distancias por fases para metodología tradicional

Distancias promedio por fases [m]	Periodos – Metodología Tradicional								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fase 1	Superficie	Superficie	939.2	1091.0	--	--	--	--	--
Fase 2			806.9	1276.4	--	--	--	--	--
Fase 3			578.2	1042.4	1363.9	1766.6	--	--	--
Fase 4			520.9	671.5	1111.9	1543.4	2122.2	--	--
Fase 5			--	405.6	788.4	1420.4	1901.8	2823.2	2968.7

Tabla 6.6. Detalle de distancias por periodos para metodología DBS

Distancias promedio por fases [m]	Periodos – Metodología DBS								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fase 1	Superficie	Superficie	935.9	1087.9	--	--	--	--	--
Fase 2			819.8	1329.4	--	--	--	--	--
Fase 3			609.0	978.3	1432.8	--	--	--	--
Fase 4			692.7	810.3	1163.8	1901.8	--	--	--
Fase 5			--	402.8	867.5	1545.2	2318.5	--	--
Fase 6			502.3	1068.3	707.3	1137.6	1828.7	2518.7	2647.9
Fase 7			--	825.1	891.8	1138.3	1736.8	2427.2	3043.2

En base a estas distancias, se procede a ver la cantidad de camiones requeridos año a año para cada metodología junto al costo operacional correspondiente a esta área, considerando en detalle el movimiento de estéril y mineral según cada fase además de la distancia de ese año específico.

Los resultados para el dimensionamiento de camiones y su OPEX específico año a año se da en las tablas 6.7 y 6.8 para la metodología tradicional y DBS respectivamente:

Tabla 6.7. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipos	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [USD]	Diesel [USD]	Repuestos [USD]	Total [USD]	Total [USD/ton]
1	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.449
2	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.447
3	10	60	30	2592000.0	3463741.4	4600281.6	10656023.0	0.630
4	9	54	27	2332800.0	3117367.3	4140253.4	9590420.7	0.575
5	12	72	36	3110400.0	4156489.7	5520337.9	12787227.6	0.758
6	15	90	45	3888000.0	5195612.2	6900422.4	15984034.6	0.956
7	12	72	36	3110400.0	4156489.7	5520337.9	12787227.6	1.113
8	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	1.364
9	2	12	6	518400.0	692748.3	920056.3	2131204.6	5.009
							Promedio	0.732

Tabla 6.8. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipos	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [USD]	Diesel [USD]	Repuestos [USD]	Total [USD]	Total [USD/ton]
1	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.448
2	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.453
3	8	48	24	2073600.0	2770993.2	3680225.3	8524818.4	0.546
4	10	60	30	2592000.0	3463741.4	4600281.6	10656023.0	0.632

5	9	54	27	2332800.0	3117367.3	4140253.4	9590420.7	0.572
6	14	84	42	3628800.0	4849238.0	6440394.2	14918432.3	0.889
7	16	96	48	4147200.0	5541986.3	7360450.6	17049636.9	1.330
8	8	48	24	2073600.0	2770993.2	3680225.3	8524818.4	1.317
9	5	30	15	1296000.0	1731870.7	2300140.8	5328011.5	2.836
Promedio								0.744

Con los resultados, se representa en la figura 6.5 la tendencia que siguen este costo para los camiones en el año a año comparándolos, donde hasta el año 4 se puede apreciar que tienen valores similares debido a que las distancias alcanzadas por fases son similares, pero en el año 5, para la metodología DBS la fase 3 si bien alcanza un valor mayor que las fases de metodología tradicional en el mismo periodo, esta fase termina su extracción este año y la cual es más bien pequeña respecto a las de las otras fases, no así las fases de la metodología tradicional que para el periodo 6 siguen activas y por ende sus distancias son mayores en el año 5. Por otro lado, se puede apreciar que en el año 7 efectivamente las distancias para la metodología DBS son mayores que las de las fases en la metodología tradicional, reflejando esto en sus costos operacionales respecto al número de camiones requeridos. Finalmente, la gran diferencia se marca en el periodo 9 ya que la metodología tradicional extrae muy poco material este año respecto al número de camiones requeridos para extraerlo con una gran distancia a recorrer, lo que se ve más equilibrado en el caso de la metodología DBS que al extraer más material ese mismo periodo logra un costo operacional más bajo.

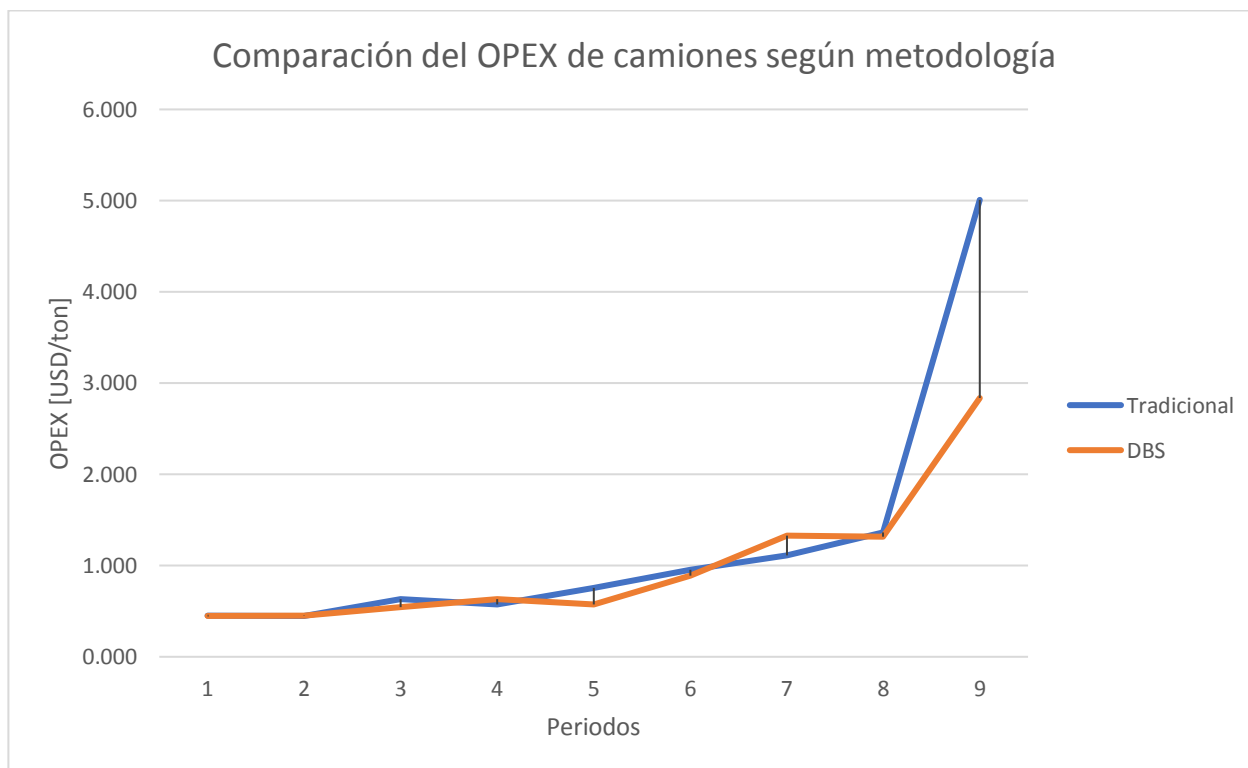


Figura 6.5. Comparación de costos operacional en el área de transportes por periodos en ambas metodologías.

6.5. OPEX resumido según dimensionamiento flota de servicios

En los anexos 11 y 12 se detalla el dimensionamiento y el cálculo de los costos operacionales de la flota de equipos de servicios

Finalmente, se muestra en la tabla 6.9 los costos operacionales totales de todos los equipos de servicio para cada periodo según el caso correspondiente:

Tabla 6.9. Resumen del OPEX registrado por el área de servicios mina según caso evaluado

Año	OPEX total servicios	
	Metodología tradicional [USD/ton]	Metodología DBS [USD/ton]
1	0.244	0.243
2	0.243	0.246
3	0.257	0.279
4	0.261	0.258
5	0.258	0.260
6	0.258	0.259
7	0.311	0.279
8	0.458	0.553
9	5.887	1.333

En base a estos resultados se puede ver que la flota de equipos de servicio sigue una línea de valores similares, pero en el año 7 se alcanza una diferencia significativa que se debe a la mayor cantidad de camiones requeridos en la metodología tradicional lo que conlleva tener un uso más intensivo de estos equipos, pero a diferencia de la tendencia vista en el costo de camiones, en el año 8 la metodología logra un costo operacional más grande que la metodología tradicional, esto debido principalmente al número de cargadores frontales requeridos en este periodo para esta metodología que supera en dos a la tradicional y que se traduce en un mayor número de equipos de servicio. Se destaca el último periodo respecto a los demás debido a la cantidad de material extraído en ese año, que se comporta en forma análoga según lo visto para el costo operacional de camiones.

6.6. OPEX total según cada metodología

Como se estableció, los costos operacionales de las operaciones de perforación y tronadura se asumirán en base a una operación similar*, los cuales quedan explicitados en la tabla 6.10:

Tabla 6.10. OPEX del área de perforación y tronadura

OPEX perforación	0.17 USD/ton
------------------	--------------

OPEX tronadura	0.25 USD/ton
---------------------------	--------------

A continuación, se procede a presentar el resumen del total de costos operaciones año a año para cada metodología en la tabla 6.11:

Tabla 6.11. OPEX total para cada caso evaluado segun metodología

Año	Metodología tradicional [USD/ton]	Metodología DBS [USD/ton]
1	1.98	1.98
2	1.97	1.99
3	2.16	2.17
4	2.12	2.17
5	2.29	2.11
6	2.50	2.43
7	2.68	2.78
8	3.12	3.78
9	22.61	7.15

Con estos resultados queda definido el costo operacional para cada caso a evaluar económicamente, y se puede apreciar que a medida que la extracción se profundiza, este costo aumenta debido a los mayores requerimientos de equipos por las grandes distancias recorridas.

Por otro lado, es importante destacar que el último periodo para los casos con restricciones operacionales reporta un costo muy alto respecto a los demás, lo cual se debe a que en este último año la extracción de mineral se realiza en un periodo mucho más corto realmente, lo que reduciría este costo a un valor más acorde al resto, por lo que este valor solo será referencial en términos anuales y la evaluación total.

Se presenta en la figura 6.6 la tendencia de ambos costos totales para cada caso evaluado, donde ya en la suma total se aprecia que los costos resultan similares a lo largo de los periodos al compararse al último periodo que presenta el mismo resultado según lo analizado en cada uno de los costos. Por esta razón se presenta en la figura 6.7 un detalle en lo que respecta hasta el periodo 8 para ver en detalle diferencias donde se destacan los periodos 5 y 7, donde el periodo 5 la metodología tradicional tiene un mayor costo principalmente a una mayor distancia recorrida, en cambio en el periodo 7 la metodología DBS reporta un mayor costo debido a una mayor distancia recorrida, así como también una mayor cantidad de equipos de carguío.

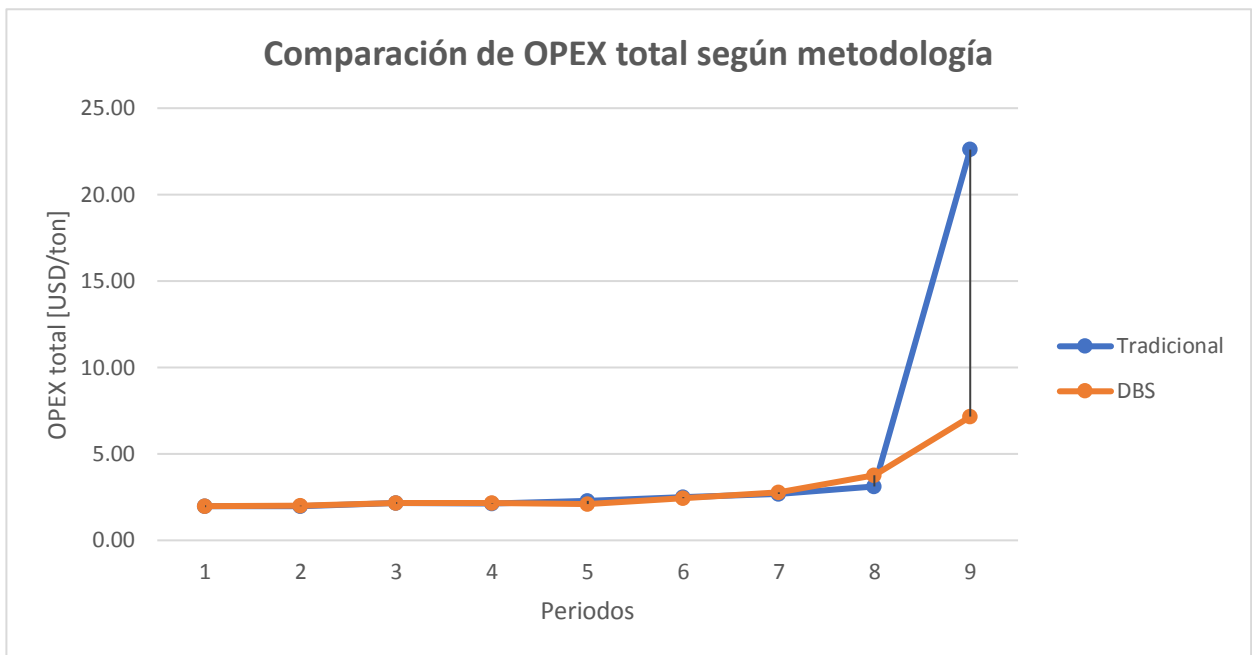


Figura 6.6. Comparación del OPEX total para cada metodología en todos sus periodos.

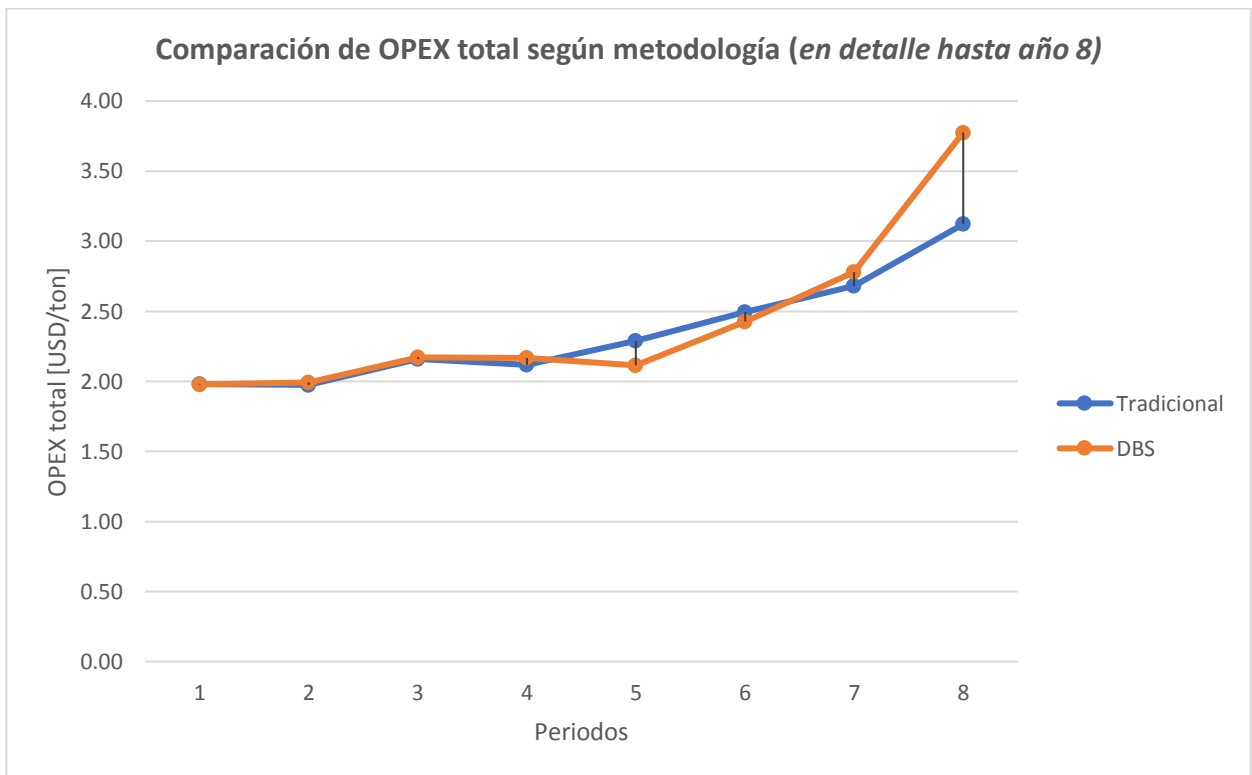


Figura 6.7. Detalle de la comparación de OPEX total en ambas metodologías del año 1 al 8.

6.7. Costos de inversión – CAPEX según cada metodología

En esta sección veremos en detalle la inversión realizada para cada caso tanto de la metodología tradicional como la de agendamiento directo de bloques, destacando que la vida de los equipos será de 5 años, pero considerando en los flujos de caja a realizar

después solo la depreciación y el impacto de los camiones ya que son los equipos con mayor variaciones año a año y entre las mismas metodologías como se podrá observar a continuación.

En las tablas 6.12 y 6.13 podemos ver el detalle de inversiones en sus respectivos años para el caso de metodología tradicional con restricciones:

Tabla 6.12. Detalle de inversiones por área para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Transporte		Carguío		Inversión equipos de servicio [MUSD]
	Camiones	Inversión [MUSD]	Cargadores Frontales	Inversión [MUSD]	
1	7	8.26	6	3.6	9.03
2	7	0	6	0	0
3	10	3.54	6	0	0.89
4	9	0	6	0	0
5	12	2.36	6	0	0
6	15	11.8	6	3.6	9.03
7	12	0	4	0	0
8	7	0	2	0	0
9	2	0	2	0	0

Tabla 6.13. CAPEX total para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	CAPEX Total [MUSD]
1	20.89
2	0
3	4.43
4	0
5	2.36
6	24.43
7	0
8	0
9	0

En las tablas 6.14 y 6.15 podemos ver el detalle de inversiones en sus respectivos años para el caso de metodología DBS con restricciones:

Tabla 6.14. Detalle de inversiones por área para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Transporte		Carguío		Inversión equipos de servicio [MUSD]
	Camiones	Inversión [MUSD]	Cargadores Frontales	Inversión [MUSD]	
1	7	8.26	6	3.6	9.03
2	7	0	6	0	0

3	8	1.18	6	0	0.89
4	10	2.36	6	0	0
5	9	0	6	0	0
6	14	12.98	6	3.6	9.03
7	16	2.36	4	0	0
8	8	0	4	0	0
9	5	0	2	0	0

Tabla 6.15. CAPEX total para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	CAPEX Total [MUSD]
1	20.89
2	0
3	2.07
4	2.36
5	0
6	25.61
7	2.36
8	0
9	0

Por otro lado, las inversiones también contemplaran en forma estimada lo que vendría siendo en el “año 0” el montaje de la planta, construcción de caminos, entre otros. La excepción a esto será el cierre de mina el cual será contemplado en el último periodo de cada caso. Estos valores se presentan en la tabla 6.16, los cuales fueron basados en benchmark realizado en industrias con características similares respecto al mineral extraído y las capacidades de extracción.

Tabla 6.16. Gastos de capital misceláneos

Inversiones		
Construcción de caminos	2.00	MUSD
Montaje de la planta	520.83	MUSD
Instalaciones	1.00	MUSD
Contingencias en CAPEX	78.58	MUSD
Cierre de mina	2.00	MUSD

En la figura 6.8 se presenta la comparación de inversión de equipos total según cada metodología en la cual se logra apreciar que ambas partes desde las mismas inversiones de construcciones iniciales, ya en el tercer periodo podemos observar el reflejo del dimensionamiento de equipos realizado anteriormente donde se tiene un gasto más grande en la metodología tradicional que tendrá un impacto en los flujos de caja de ese periodo dependiendo de sus ventas y el resto de los costos. Por otro lado, en el periodo

4 la inversión de la metodología DBS es mayor en este caso y ya en el periodo 5 la metodología tradicional vuelve a ser mayor, teniendo en el periodo 6 la inversión de nuevos equipos en ambas metodologías. Cabe destacar que, dentro de los resultados, el costo de inversión que realmente afectó dentro de los cambios iba de la mano con el área de transporte y los camiones siendo esta la principal diferencia entre ambas metodologías correspondiéndose con los análisis realizados en torno al área de transporte, las distancias recorridas y sus costos operacionales.

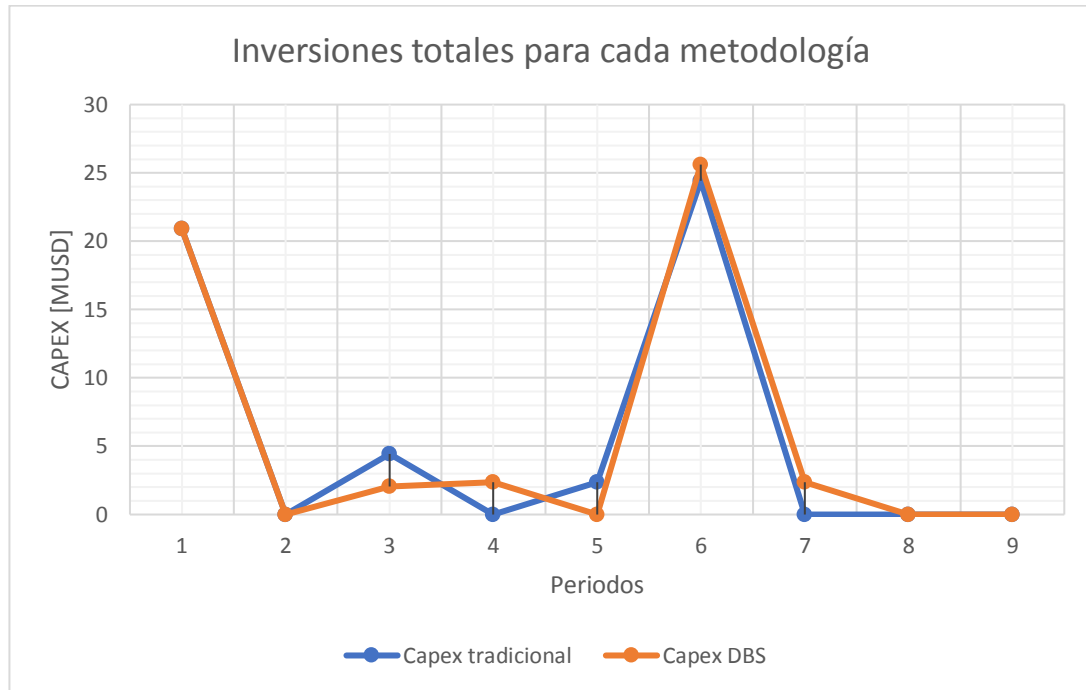


Figura 6.8. Comparación de CAPEX total para ambas metodologías

Para encontrar el detalle de los CAPEX correspondientes a los casos sin restricciones operacionales revisar anexo 13.

6.8. Flujo de caja (VAN) para ambas metodologías

En este apartado analizaremos los flujos de caja para cada metodología y sus casos correspondientes, el cual corresponde como su nombre lo indica, al flujo de ingresos y egresos de la faena, así como los impuestos tributarios que se asumirán para este caso para el país de Chile y las mismas inversiones necesarias para desarrollar la mina. Junto con el desarrollo de los flujos de caja, se analizará indicadores económicos tales como el valor actual neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR) para evaluar la posición de ventaja económica que tenga cada caso evaluado según las metodologías estudiadas. Los casos que se desarrollaron en ambas metodologías sin restricciones operacionales son vistos en detalle con sus VAN en el anexo 14.

Para este estudio, cabe destacar que considerando la cantidad de camiones que se necesitan año a año tiene una mayor variación respecto al resto de equipos, los flujos serán realizados considerando solo la depreciación de los camiones como un supuesto y

como se detalla en la tabla 6.17, los cuales tendrán una vida útil de 5 años como se mencionó en la sección de costos.

Tabla 6.17. Esquema a seguir para realizar el flujo de caja para cada caso

Flujo	Concepto
+	Ingresos afectos a impuestos (Ingresos por venta)
-	Egresos afectos a impuestos (costos directos)
-	Royalty
-	Depreciación
=	Renta bruta (utilidad operacional)
-	Calculo de impuestos (Tributación)
=	Renta después de impuestos
+	Depreciación
=	Flujo operacional (Utilidad después de impuestos)
-	Egresos no afectos a impuestos (Inversión)
=	Flujo de caja

6.8.1. Tributación

Antes de desarrollar los flujos de caja, es necesario determinar la tributación establecida para una faena de oro en Chile y como afectan los impuestos en los flujos anuales, los cuales están definidos por la legislación tributaria vigente.

Para el caso de una empresa minera, la ley estipula que además del pago del impuesto de primera categoría (que deben pagar todas las empresas, independiente de su giro comercial), debe realizar el pago de un impuesto propio de la actividad minera, denominado Impuesto Específico a la Actividad Minera (IEAM) sobre la renta operacional del explotador minero.

Según la Reforma Tributaria, para este estudio se considerará un impuesto de primera categoría al año 2018, el cual corresponde a un 27%, impuesto que es cobrado sobre la renta líquida imponible de la firma. La ley señala además que si durante un ejercicio la renta líquida imponible es inferior a cero (pérdidas en el ejercicio), se suprime el pago del impuesto y dicho monto se agrega al resultado del período inmediatamente sucesor, pudiendo repetir esta operación hasta que el valor acumulado sea positiva y en ese momento se debe cancelar el tributo.

6.8.2. Flujos de caja metodología tradicional

a) Se presenta a continuación el flujo de caja para metodología tradicional con restricciones:

Tabla 6.18. Flujo de caja para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ingreso por venta	0.00	490.39	731.29	751.70	683.79	579.70	696.78	647.93	326.11	13.91
Oz conc. Au	0.00	419141	625038	642480	584437	495468	595539	552176	276907	9875
Costo mina [US/ton]	0.00	1.98	1.97	2.16	2.12	2.29	2.50	2.68	3.12	22.61
Costo mina [MUSD]	0.00	32.90	32.92	36.52	35.37	38.64	41.73	30.80	17.07	9.62
Costo planta [US/ton]	0.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00
Costo planta [MUSD]	0.00	152.71	183.83	189.64	176.41	175.20	190.00	138.48	79.45	5.29
Depreciación [MUSD]	0.00	1.65	1.65	2.36	2.36	2.83	3.54	2.83	1.65	0.47
Royalty [MUSD]	0.00	4.90	7.31	7.52	6.84	5.80	6.97	6.48	3.26	0.14
Renta bruta [MUSD]	0.00	298.23	505.57	515.66	462.82	357.23	454.54	469.34	224.68	-1.61
Impuesto 1era cat. [MUSD]	0.00	80.52	136.50	139.23	124.96	96.45	122.73	126.72	60.66	0.00
Impuesto específico minero [MUSD]	0.00	17.89	30.33	30.94	27.77	21.43	27.27	28.16	13.48	0.00
Renta después de impuestos [MUSD]	0.00	199.81	338.73	345.49	310.09	239.34	304.54	314.46	150.53	-1.61
Depreciación [MUSD]	0.00	1.65	1.65	2.36	2.36	2.83	3.54	2.83	1.65	0.47
Flujo operacional [MUSD]	0.00	201.46	340.38	347.85	312.45	242.17	308.08	317.29	152.19	-1.14
Inversiones [MUSD]	602.41	20.89	0.00	4.43	0.00	2.36	24.43	0.00	0.00	2.00
Flujo caja neto [MUSD]	-602.41	180.57	340.38	343.42	312.45	239.81	283.65	317.29	152.19	-3.14
Factor ajuste	1.00	0.87	0.76	0.66	0.57	0.50	0.43	0.38	0.33	0.28
Flujo actualizado [MUSD]	-602.41	157.02	257.38	225.81	178.64	119.23	122.63	119.28	49.75	-0.89
VAN	626.4	MUSD								
TIR	24	%								

El VAN calculado corresponde a 626.4 MUSD con una TIR de 24%.

6.8.3. Flujos de caja metodología DBS

a) El flujo de caja para la metodología DBS con restricciones corresponde a:

Tabla 6.19. Flujo de caja para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ingreso por venta	0.0	484.7	722.4	810.0	826.3	536.3	609.6	628.1	364.9	91.8
Oz conc. Au	0.0	414304	617449	692332	706250	458343	520993	536825	307685	77863
Costo mina [US/ton]	0.0	2.0	2.0	2.2	2.2	2.1	2.4	2.8	3.8	7.1
Costo mina [MUSD]	0.0	32.9	32.8	33.8	36.5	35.4	40.7	35.6	24.4	13.4
Costo planta [US/ton]	0.0	19.0	19.0	19.0	19.0	19.0	19.0	19.0	19.0	19.0
Costo planta [MUSD]	0.0	152.4	182.3	190.0	190.0	171.5	190.0	166.7	93.6	27.1
Costo Stocks [MUSD]	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.3	0.0	0.0	0.0	0.0
Depreciación [MUSD]	0.0	1.7	1.7	1.9	2.4	2.4	3.3	3.8	1.9	1.2
Royalty [MUSD]	0.0	4.8	7.2	8.1	8.3	5.4	6.1	6.3	3.6	0.9
Renta bruta [MUSD]	0.0	293.0	498.3	576.2	589.2	321.4	369.4	415.7	241.4	49.2
Impuesto 1era cat. [MUSD]	0.0	79.1	134.6	155.6	159.1	86.8	99.7	112.2	65.2	13.3
Impuesto específico minero [MUSD]	0.0	17.6	29.9	34.6	35.4	19.3	22.2	24.9	14.5	3.0
Renta después de impuestos [MUSD]	0.0	196.3	333.9	386.1	394.8	215.3	247.5	278.5	161.7	33.0
Depreciación [MUSD]	0.0	1.7	1.7	1.9	2.4	2.4	3.3	3.8	1.9	1.2
Flujo operacional [MUSD]	0	197.9	335.5	387.9	397.1	217.7	250.8	282.3	163.6	34.1
Inversiones [MUSD]	602.4	20.9	0.0	2.1	2.4	0.0	25.6	2.4	0.0	2.0

Flujo caja neto [MUSD]	-602.4	177.0	335.5	385.9	394.8	217.7	225.2	279.9	163.6	32.1
Factor ajuste	1.00	0.87	0.76	0.66	0.57	0.50	0.43	0.38	0.33	0.28
Flujo actualizado [MUSD]	-602.4	154.0	253.7	253.7	225.7	108.2	97.4	105.2	53.5	9.1
VAN	658.1	MUSD								
TIR	25	%								

El VAN calculado para este caso fue de 658.1 MUSD. Con una TIR del 25%

6.8.4. Análisis y comparación de flujo de caja

Según los resultados obtenidos para ambas metodologías se presenta en la figura 6.9 los flujos de caja para cada periodo, en donde podemos apreciar que a partir de la misma inversión que se hace en ambas metodologías, en sus primeros periodos manejan flujos similares, pero ya en el tercer periodo se puede ver que la metodología DBS gana una ventaja respecto a la metodología tradicional hasta el quinto periodo, donde la metodología tradicional obtiene flujos levemente más altos pero que no logran ser tan altos como los presentados por la metodología DBS previamente y que además reciben un factor de ajuste para ese periodo más grande. Estos flujos y sus diferencias se dan principalmente por el balance dado entre los costos estudiados anteriormente y por otro lado los ingresos por venta en cada periodo como se pueden ver en la figura 6.10, donde podemos apreciar que la ventaja que tenía DBS en costos para el periodo 5 se ven equilibradas con la ventaja que logra la metodología tradicional en ventas este mismo año y quedando en flujos similares. La mayor ventaja que se puede observar es en los periodos 3 y 4 donde se tenían costos similares entre ambas metodologías, pero DBS logra un mayor ingreso en las ventas de onzas de oro logrando posicionarlo mejor, ya que en los periodos 6 y 7 la metodología tradicional si bien presenta una ventaja en ingresos por venta, sus costos no logran ser menores que la metodología DBS en estos periodos.

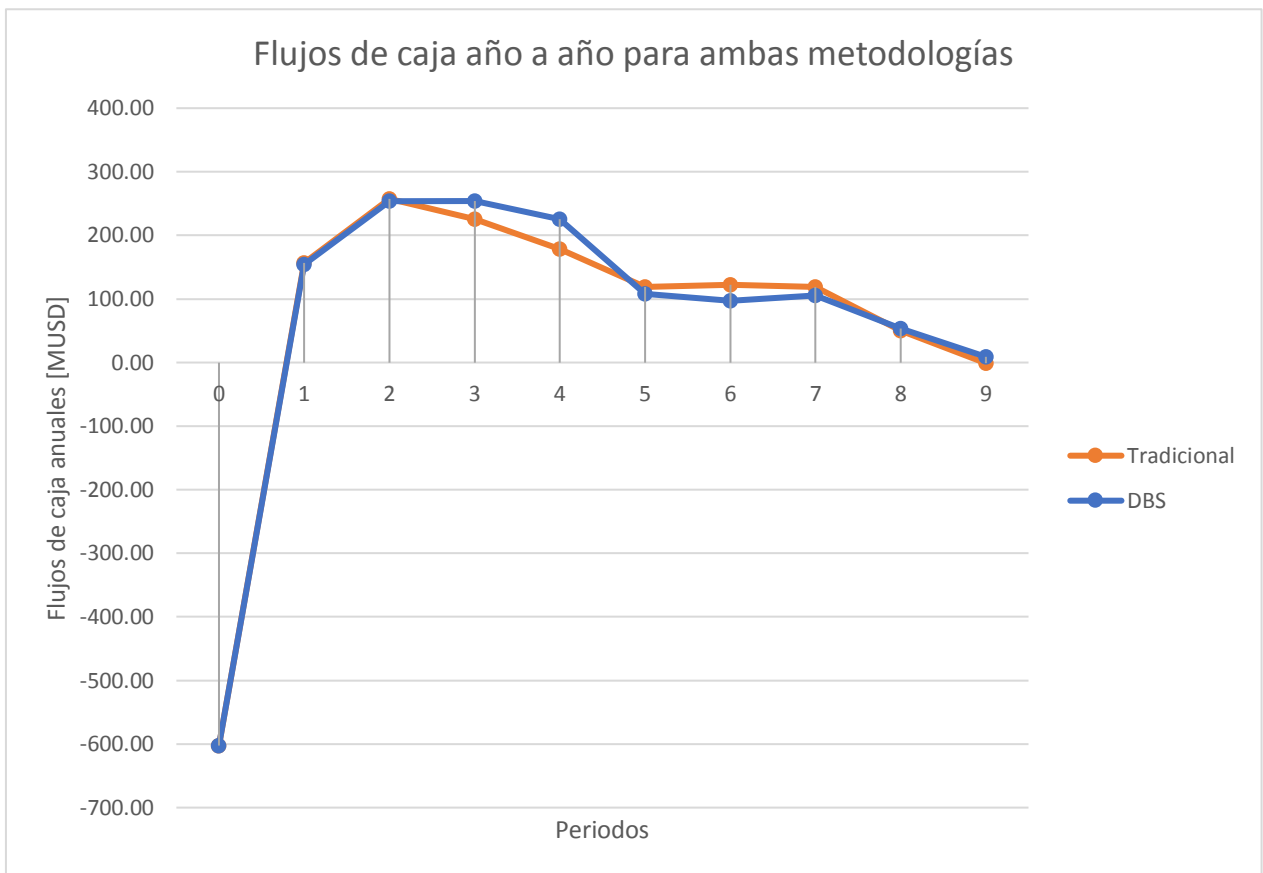


Figura 6.9. Comparación de flujos de caja anuales entre ambas metodologías

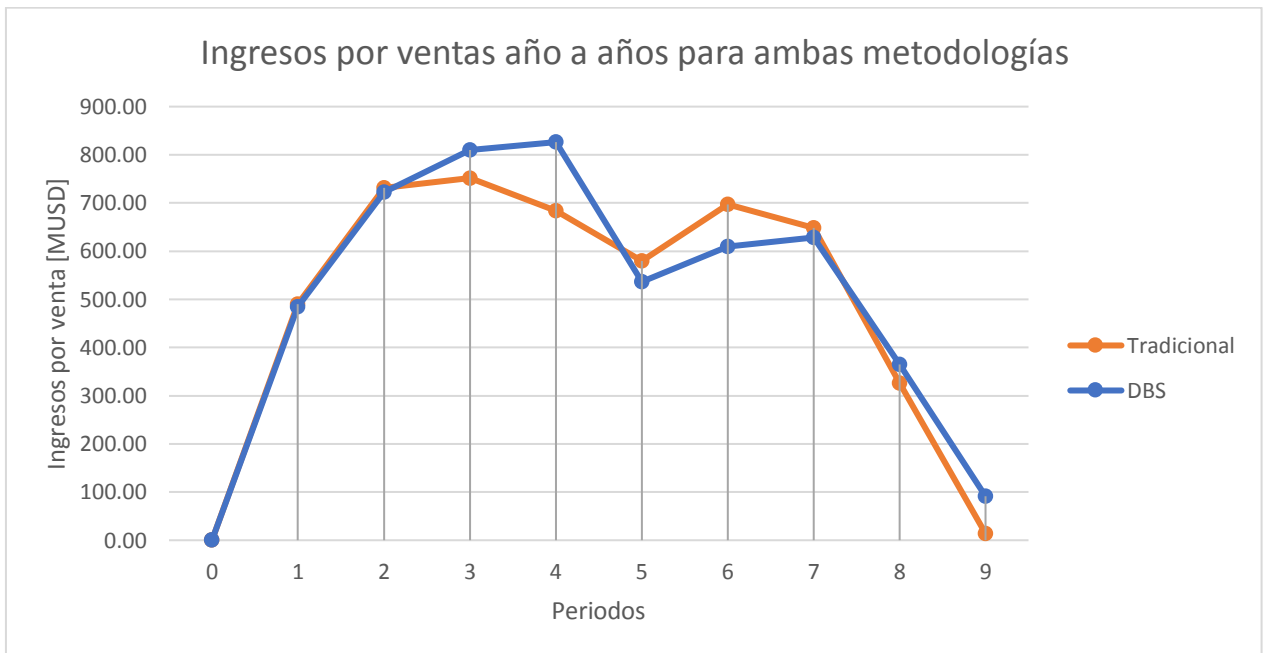


Figura 6.10. Comparación de ingresos por venta entre ambas metodologías

Acorde a los resultados obtenidos, las diferencias entre los VAN de las distintas metodologías y sus casos respectivos si bien favorecen a la metodología DBS, estos no presentan una brecha significativa ya que, en el caso de las metodologías bajo

restricciones operacionales, el cual representa el caso realista, la diferencia de VAN no supera el 5% para el DBS, y en el caso evaluado considerando que no existiesen restricciones operacionales la diferencia alcanzaba solo un 9%, por lo que en el aspecto económico, la metodología DBS no logra obtener una ventaja considerable en el negocio minero para este caso tomando en cuenta que la metodología tradicional resulta ser más simple de entender en términos de teoría y así mismo es usada en general por todos los softwares comerciales. Por otro lado, la TIR de ambos proyectos no logran diferenciarlos en cuanto a poder observar una mayor rentabilidad en alguno de ellos, pero ambos cumplen con generar un VAN positivo y en ambos casos la recuperación de la inversión se realiza dentro del primer periodo.

Finalmente, analizando el cómo varió el agendamiento dado por Doppler al obtenido luego de ser suavizado, para la metodología tradicional se tenía en primera instancia un VAN de 2518 MUSD que bajaron a 626.4 MUSD, lo cual representa un 75% menos y para el caso de la metodología DBS se calculó un VAN de 2596 MUSD que tras las etapas de diseño y la definición de la secuencia de extracción bajo a un VAN de 658.1 MUSD que representa un 75% menos, por lo que ambos casos son afectados de la misma forma.

Estas diferencias se deben a los costos calculados que involucran el dimensionamiento de flota, el diseño operativizado y las mismas inversiones que en Doppler no se tienen en cuenta ya que se calculó con un costo mina basado en una simulación de la librería Minelib, y que en este caso se llevó una gran carga tanto en el área de carguío como la de transporte, ante lo cual queda propuesto evaluar otras configuraciones de frentes, cargadores frontales y camiones.

Se adiciona al análisis económico un análisis de sensibilidad en el precio del oro y el costo de planta para cada una de las metodologías en el anexo 15, donde se puede ver en detalle el cómo son afectos tanto el VAN como la TIR, pero que en si no presentan una tendencia que permita comparar y diferenciar las metodologías.

7. Conclusiones

El estudio realizado logro comparar la metodología de planificación a largo plazo tradicional regida por el algoritmo de Lerchs y Grossman con la metodología de agendamiento directo de bloques desde la parte algorítmica realizada con el software Doppler, como la optimización operacional y el suavizamiento de los resultados con un enfoque minero a través de Vulcan y Excel.

Inicialmente ambos casos evaluaban una vida de 7 años desde lo obtenido en Doppler, se logró apreciar que una vez realizado el diseño minero para las optimizaciones, el plan de producción obtenido fue de 9 años para ambas metodologías debido a las restricciones operativas, pero la metodología DBS logró un mejor diseño considerando que pudo alcanzar una mayor profundidad en comparación a lo diseñado para las fases tradicionales para lograr extraer más mineral de estos bancos, además de que este diseño realizara una extracción de estéril extra que no contemplaba el modelo de bloques menor a la de la metodología tradicional. Cabe destacar que para ambos casos no se logró extraer todo lo que las optimizaciones daban debido a que muchos sectores que bordean el diseño no contaban con el ancho operativo necesario para ser extraídos sin sacar lastre innecesario.

Dentro de la evaluación económica, en ningún caso evaluado el estudio se vio llegar a un escenario negativo y que impidiera su realización. Una de las motivaciones del estudio y del enfoque minero, fue elaborar un costo mina variable año a año que dependiera directamente de las distancias alcanzadas y recorridas por los equipos encargados de la extracción. En este caso la metodología DBS logró mejores costos mina debido a la combinación de un mejor diseño además de mejores rendimientos en los últimos años en comparación a la metodología tradicional. En cuanto a los flujos de caja, para la metodología tradicional se obtuvo un VAN de 626.4 MUSD, en cuanto a la metodología DBS se obtuvo un VAN de 658.1 MUSD, lo que representa una diferencia de un 5%.

En cuanto a la parte algorítmica, los tiempos de cómputo para ambas metodologías fueron cortos, considerando que la escala de tiempo no pasaba de treinta minutos. En cuanto a la facilidad de uso, la metodología tradicional tiene la ventaja de ser mucho más conocida y por ende más accesible para la industria, no así la metodología DBS la cual, a través de la herramienta Toposort tiene una gran cantidad de variables que se pueden combinar de distintas formas para llevar a cabo una optimización como lo es el control de la producción de los destinos que se puedan definir (planta, botadero), stocks, blending, entre otros, estando estos criterios sujetos a cambios a lo largo de la planificación.

Acorde al análisis realizado a lo largo del estudio, para el caso evaluado queda demostrado que el uso de la metodología alternativa de agendamiento directo de bloques logra una planificación a largo plazo que se desenvuelve mejor que la metodología tradicional al darnos una dirección definida de lo que será desarrollo de la mina, así como una distribución de fases que pudo alcanzar un diseño minero que lograba alcanzar zonas de mineral que la metodología tradicional no podía. Por otro lado, se obtuvieron distancias recorridas menores en la metodología DBS que ayudan a disminuir costos operacionales y la cantidad de equipos necesarios para llevar a cabo la extracción del material, pero en

términos económicos esta metodología no alcanza una brecha más grande que la de un 5%, por lo que su implementación a una escala más grande requiere de más antecedentes en otro tipo de modelos, ya que tiene un gran potencial al desarrollar el diseño minero de una faena en comparación a las fases tradicionales pero así mismo consta de una complejidad diferente y que también estuvo sujeta a cambios a lo largo de la planificación.

8. Bibliografía

- [1]. Enrique Jélvez, Nelson Morales, Pierre Nancel-Penarda, Juan Peypouquetd, Patricio Reyes, “Aggregation heuristic for the open-pit block scheduling problem”, *European Journal of Operational Research* (2016).
- [2]. Alexandra M. Newman, Enrique Rubio, Rodrigo Caro, Andrés Weintraub, Kelly Eurek, “A Review of Operations Research in Mine Planning”, *INFORMS* (2010).
- [3]. Memoria de Rafael Ricardo Acosta Barriga, “Metodología para la definición de fases a partir de un secuenciamiento de bloques en un rajo abierto”, Universidad de Chile 2014.
- [4]. William Hustrulid, Mark Kutchta, R. Martin, “Open pit mine planning and design”, 3rd edition 2013, CRC PRESS.
- [5]. Renaud Chicoisne, Daniel Espinoza, Marcos Goycoolea, Eduardo Moreno, Enrique Rubio, “A New Algorithm for the Open-Pit Mine Production Scheduling Problem”, *INFORMS* (2012).
- [6]. “Análisis de los algoritmos de optimización minera: cono flotante y Lerchs-Grossman utilizando GEMCOM SURPAC y UPL”, María Natalia Vallejo García, Juan Gabriel Baquero Chiquiza, Giovanni Franco Sepúlveda, *Boletín de Ciencias de la Tierra*, núm. 28, junio-noviembre, 2010, pp. 15-25.
- [7]. Grado de Master en Ingeniería de Alexandre Marinho de Almeida, “Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling”, McGill University 2013.
- [8]. Natasha Bolanda, Irina Dumitrescu, Gary Froyland, Ambros M. Gleixner, “LP-based disaggregation approaches to solving the open pit mining production scheduling problem with block processing selectivity”, *Elsevier, Computers & Operations Research* 36 (2009) 1064 – 1089.
- [9]. W. Brian Lambert, Andrea Brickey, Alexandra M. Newman, Kelly Eurek, “Open-Pit Block-Sequencing Formulations: A Tutorial”, *INFORMS* (2014).
- [10]. Merab Menabde, Gary Froyland, Peter Stone, and Gavin Yeates, “Mining schedule optimization for conditionally simulated mineral bodies”, BHP Billiton.
- [11]. Christopher Cullenbine, R. Kevin Wood, and Alexandra Newman, “A Sliding Time Window Heuristic for Open Pit Mine Block Sequencing”, *Optimization Letters* (2011) 5:365-377.

- [12]. Martin L. Smith, Lucas M. Nogueira, "A comparison of DBS and Nested Pit Stage Design as a basis for Strategic Planning", Department of Mining Engineering (DEMIN).
- [13]. Daniel Bienstock, Mark Zuckerberg, "Solving LP Relaxations of Large-Scale Precedence Constrained Problems", Integer Programming and Combinatorial Optimization, 14th International Conference, (IPCO) 2010.
- [14]. Memoria de Kevin Rodrigo Castillo Lopez, "Diseño de pit final y planificación minera de largo plazo proyectos San Francisco", Universidad de Santiago 2015.
- [15]. Artículo de contribuyentes, SII.
- [16]. Memoria de Linda Marcela Castillo Delgado, "Modelos de optimización para la planificación minera a cielo abierto", Universidad de Chile 2009.
- [17]. Memoria de Roberto Carlos Martínez Sepúlveda, "Metodología para la estimación de ritmos máximos de explotación de bancos en minería a cielo abierto", Universidad de Santiago 2015.
- [18]. M. Adrien Rimélé, Roussos Dimitrakopoulos, Michel Gamache, "A stochastic optimization method with in-pit waste and tailings disposal for open pit life-of-mine production planning", ELSEVIER (2018).
- [19]. Felipe Ribeiro Souza, Hudson Rodrigues Burgarelli, Alizeibek Saleimen Nader, Carlos Enrique Arroyo Ortiz, Leonardo Soares Chaves, Luiz Alberto Carvalho, Vidal Félix Navarro Torres, Taís Renata Câmara, Roberto Galery, "Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity", SciELO (2018).
- [20]. P.H.A. Campos, C.E. Arroyo, N. Morales, "Application of optimized models through direct block scheduling in traditional mine planning", SciELO (2018).
- [21]. Muñoz, G., Espinoza, D., Goycoolea, M. et al., "A study of the Bienstock-Zuckerberg algorithm", *Comput Optim Appl* (2018) 69: 501
- [22]. N. Vallejo, M. & G. Baquero Chiquiza, J. & F. Sepulveda, Giovanni. (2010). ANALYSIS OF OPTIMIZATION ALGORITHMS FOR MINING: FLOATING CONE AND LERCHS - GROSSMANN USING GEMCOM SURPAC AND UPL. *Boletín de Ciencias de la Tierra*. 15-26.

9. Anexos

9.1. Anexo 1: Detalle de bancos para cada fase en metodología tradicional

- Fase 1

Tabla 9.1. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 1

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.00t	21	Mineral	0.13	234778.8
fase1.00t	21	Estéril	0.01	25617.7
fase1.00t	22	Mineral	0.09	298190.3
fase1.00t	22	Estéril	0.01	36356.7
fase1.00t	23	Mineral	0.08	359114.9
fase1.00t	23	Estéril	0.01	55030.2
fase1.00t	24	Mineral	0.08	418457.6
fase1.00t	24	Estéril	0.01	82144.4
fase1.00t	25	Mineral	0.11	465315.4
fase1.00t	25	Estéril	0.01	127098.7
fase1.00t	26	Mineral	0.11	506125
fase1.00t	26	Estéril	0.01	185076.3
fase1.00t	27	Mineral	0.10	650627.2
fase1.00t	27	Estéril	0.01	289711.9
fase1.00t	28	Mineral	0.09	730754.2
fase1.00t	28	Estéril	0.01	381629.9

- Fase 2

Tabla 9.2. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 2

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.1.00t	19	Mineral	0.15	262527.0
fase2.1.00t	19	Estéril	0.01	28163.4
fase2.1.00t	20	Mineral	0.13	297649.6
fase2.1.00t	20	Estéril	0.01	70940.8
fase2.1.00t	21	Mineral	0.07	122468.2
fase2.1.00t	21	Estéril	0.01	69444.0
fase2.1.00t	22	Mineral	0.06	140013.7
fase2.1.00t	22	Estéril	0.01	67928.7
fase2.1.00t	23	Mineral	0.07	151846.0
fase2.1.00t	23	Estéril	0.01	73497.9
fase2.1.00t	24	Mineral	0.05	173485.8
fase2.1.00t	24	Estéril	0.01	66107.2

fase2.1.00t	25	Mineral	0.04	195787.8
fase2.1.00t	25	Estéril	0.01	59008.1
fase2.1.00t	26	Mineral	0.06	276287.8
fase2.1.00t	26	Estéril	0.01	95969.3
fase2.1.00t	27	Mineral	0.08	215545.9
fase2.1.00t	27	Estéril	0.01	121693.1
fase2.1.00t	28	Mineral	0.08	158391.2
fase2.1.00t	28	Estéril	0.01	144538.6

fase2.2.00t	21	Mineral	0.15	275167.4
fase2.2.00t	21	Estéril	0.00	26652.9
fase2.2.00t	22	Mineral	0.14	316823.3
fase2.2.00t	22	Estéril	0.01	64998.9
fase2.2.00t	23	Mineral	0.10	383304.5
fase2.2.00t	23	Estéril	0.01	86447.8
fase2.2.00t	24	Mineral	0.05	420399.3
fase2.2.00t	24	Estéril	0.01	141647.7
fase2.2.00t	25	Mineral	0.05	448483.6
fase2.2.00t	25	Estéril	0.01	212811.6
fase2.2.00t	26	Mineral	0.06	410210.6
fase2.2.00t	26	Estéril	0.01	355651.2
fase2.2.00t	27	Mineral	0.06	399990.4
fase2.2.00t	27	Estéril	0.01	470281.4
fase2.2.00t	28	Mineral	0.05	449594.8
fase2.2.00t	28	Estéril	0.00	509421.4

- Fase 3

Tabla 9.3. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 3

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	16	Mineral	0.10	366166.8
fase3.1.00t	16	Estéril	0.01	80316.9
fase3.1.00t	17	Mineral	0.10	422551.7
fase3.1.00t	17	Estéril	0.01	112046.1
fase3.1.00t	18	Mineral	0.11	497399.2
fase3.1.00t	18	Estéril	0.01	133815.4
fase3.1.00t	19	Mineral	0.06	293801.0
fase3.1.00t	19	Estéril	0.01	148399.9
fase3.1.00t	20	Mineral	0.06	365210.3
fase3.1.00t	20	Estéril	0.00	130172.8
fase3.1.00t	21	Mineral	0.05	377827.3
fase3.1.00t	21	Estéril	0.00	145903.0

fase3.1.00t	22	Mineral	0.05	377714.6
fase3.1.00t	22	Estéril	0.00	173836.1
fase3.1.00t	23	Mineral	0.05	389433.5
fase3.1.00t	23	Estéril	0.00	188254.3
fase3.1.00t	24	Mineral	0.05	1146454.7
fase3.1.00t	24	Estéril	0.01	295047.7
fase3.1.00t	25	Mineral	0.05	1161999.5
fase3.1.00t	25	Estéril	0.01	386760.8
fase3.1.00t	26	Mineral	0.04	1049500.1
fase3.1.00t	26	Estéril	0.01	552796.2
fase3.1.00t	27	Mineral	0.04	1053616.3
fase3.1.00t	27	Estéril	0.01	837080.9
fase3.1.00t	28	Mineral	0.04	1051492.9
fase3.1.00t	28	Estéril	0.01	892517.0
fase3.2.00t	19	Mineral	0.13	229582.5

fase3.2.00t	19	Estéril	0.00	80210.3
fase3.2.00t	20	Mineral	0.12	287765.6
fase3.2.00t	20	Estéril	0.00	99417.7
fase3.2.00t	21	Mineral	0.14	69087.3
fase3.2.00t	21	Estéril	0.00	102063.5
fase3.2.00t	22	Mineral	0.14	76537.4
fase3.2.00t	22	Estéril	0.00	112600.0
fase3.2.00t	23	Mineral	0.11	62705.9
fase3.2.00t	23	Estéril	0.00	137063.8
fase3.2.00t	24	Mineral	0.07	51716.0
fase3.2.00t	24	Estéril	0.00	158251.3
fase3.2.00t	25	Mineral	0.07	60036.4
fase3.2.00t	25	Estéril	0.00	159746.2
fase3.2.00t	26	Mineral	0.07	75096.2
fase3.2.00t	26	Estéril	0.00	155687.6
fase3.2.00t	27	Mineral	0.07	85599.3
fase3.2.00t	27	Estéril	0.00	161028.5
fase3.2.00t	28	Mineral	0.06	88796.7
fase3.2.00t	28	Estéril	0.00	167529.1

- Fase 4

Tabla 9.4. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 4

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	13	Mineral	0.07	936667.4
fase4.1.00t	13	Estéril	0.00	99339.1

fase4.1.00t	14	Mineral	0.07	1098185.0
fase4.1.00t	14	Estéril	0.00	87580.9
fase4.1.00t	15	Mineral	0.06	1199694.3
fase4.1.00t	15	Estéril	0.01	144312.1
fase4.1.00t	16	Mineral	0.06	1094017.5
fase4.1.00t	16	Estéril	0.00	165883.3
fase4.1.00t	17	Mineral	0.05	1193321.5
fase4.1.00t	17	Estéril	0.01	250045.5
fase4.1.00t	18	Mineral	0.04	1242262.1
fase4.1.00t	18	Estéril	0.01	289646.9
fase4.1.00t	19	Mineral	0.05	1397714.2
fase4.1.00t	19	Estéril	0.01	295817.1
fase4.1.00t	20	Mineral	0.05	1460221.7
fase4.1.00t	20	Estéril	0.01	297635.5
fase4.1.00t	21	Mineral	0.05	1600701.6
fase4.1.00t	21	Estéril	0.01	362942.8
fase4.1.00t	22	Mineral	0.05	1664795.1
fase4.1.00t	22	Estéril	0.01	391610.9
fase4.1.00t	23	Mineral	0.05	1647826.6
fase4.1.00t	23	Estéril	0.01	537816.0
fase4.1.00t	24	Mineral	0.04	803945.1
fase4.1.00t	24	Estéril	0.01	644035.2
fase4.1.00t	25	Mineral	0.04	816251.3
fase4.1.00t	25	Estéril	0.01	667173.8
fase4.1.00t	26	Mineral	0.03	864531.9
fase4.1.00t	26	Estéril	0.01	624275.5
fase4.1.00t	27	Mineral	0.04	774366.2
fase4.1.00t	27	Estéril	0.01	557125.8
fase4.1.00t	28	Mineral	0.04	771857.9
fase4.1.00t	28	Estéril	0.00	682384.7

fase4.2.00t	18	Mineral	0.14	205686.8
fase4.2.00t	18	Estéril	0.00	133627.2
fase4.2.00t	19	Mineral	0.09	41478.0
fase4.2.00t	19	Estéril	0.00	90344.0
fase4.2.00t	20	Mineral	0.07	41710.1
fase4.2.00t	20	Estéril	0.00	101018.9
fase4.2.00t	21	Mineral	0.14	41276.7
fase4.2.00t	21	Estéril	0.00	111270.4
fase4.2.00t	22	Mineral	0.16	33794.7
fase4.2.00t	22	Estéril	0.00	121656.4
fase4.2.00t	23	Mineral	0.11	33006.1
fase4.2.00t	23	Estéril	0.00	159389.2

fase4.2.00t	24	Mineral	0.06	40177.0
fase4.2.00t	24	Estéril	0.00	171784.5
fase4.2.00t	25	Mineral	0.06	42475.5
fase4.2.00t	25	Estéril	0.00	198195.0
fase4.2.00t	26	Mineral	0.07	53882.7
fase4.2.00t	26	Estéril	0.00	225279.1
fase4.2.00t	27	Mineral	0.06	79510.9
fase4.2.00t	27	Estéril	0.00	264935.4
fase4.2.00t	28	Mineral	0.05	102393.8
fase4.2.00t	28	Estéril	0.00	314120.0

- Fase 5

Tabla 9.5. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 5

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	5	Mineral	0.04	278543.9
fase5.1.00t	5	Estéril	0.00	146970.6
fase5.1.00t	6	Mineral	0.04	356406.9
fase5.1.00t	6	Estéril	0.00	166671.0
fase5.1.00t	7	Mineral	0.07	498201.6
fase5.1.00t	7	Estéril	0.00	186254.3
fase5.1.00t	8	Mineral	0.08	603901.9
fase5.1.00t	8	Estéril	0.00	191994.5
fase5.1.00t	9	Mineral	0.07	690789.6
fase5.1.00t	9	Estéril	0.00	225619.1
fase5.1.00t	10	Mineral	0.06	917706.9
fase5.1.00t	10	Estéril	0.00	258046.7
fase5.1.00t	11	Mineral	0.07	1114470.0
fase5.1.00t	11	Estéril	0.00	257328.4
fase5.1.00t	12	Mineral	0.07	1255461.1
fase5.1.00t	12	Estéril	0.00	406784.6
fase5.1.00t	13	Mineral	0.04	451969.6
fase5.1.00t	13	Estéril	0.00	333914.3
fase5.1.00t	14	Mineral	0.06	441108.9
fase5.1.00t	14	Estéril	0.00	360014.1
fase5.1.00t	15	Mineral	0.08	478372.0
fase5.1.00t	15	Estéril	0.00	334760.3
fase5.1.00t	16	Mineral	0.05	470770.5
fase5.1.00t	16	Estéril	0.00	407549.3
fase5.1.00t	17	Mineral	0.06	546273.8
fase5.1.00t	17	Estéril	0.00	524444.4
fase5.1.00t	18	Mineral	0.06	519311.5

fase5.1.00t	18	Estéril	0.00	621240.3
fase5.1.00t	19	Mineral	0.04	539957.1
fase5.1.00t	19	Estéril	0.00	677047.6
fase5.1.00t	20	Mineral	0.04	563486.0
fase5.1.00t	20	Estéril	0.00	692718.0
fase5.1.00t	21	Mineral	0.04	470962.6
fase5.1.00t	21	Estéril	0.00	707678.4
fase5.1.00t	22	Mineral	0.04	461264.0
fase5.1.00t	22	Estéril	0.00	749091.5
fase5.1.00t	23	Mineral	0.05	420403.5
fase5.1.00t	23	Estéril	0.00	784651.4
fase5.1.00t	24	Mineral	0.06	489706.2
fase5.1.00t	24	Estéril	0.00	920425.4
fase5.1.00t	25	Mineral	0.06	451347.2
fase5.1.00t	25	Estéril	0.00	958052.4
fase5.1.00t	26	Mineral	0.05	438153.3
fase5.1.00t	26	Estéril	0.00	961403.3
fase5.1.00t	27	Mineral	0.04	312015.1
fase5.1.00t	27	Estéril	0.00	1119031.7
fase5.1.00t	28	Mineral	0.04	108667.0
fase5.1.00t	28	Estéril	0.00	1173679.1

fase5.2.00t	17	Mineral	0.12	252910.2
fase5.2.00t	17	Estéril	0.00	198290.8
fase5.2.00t	18	Mineral	0.06	104122.1
fase5.2.00t	18	Estéril	0.00	99878.7
fase5.2.00t	19	Mineral	0.05	99504.0
fase5.2.00t	19	Estéril	0.00	101350.2
fase5.2.00t	20	Mineral	0.06	115955.2
fase5.2.00t	20	Estéril	0.00	118165.8
fase5.2.00t	21	Mineral	0.08	113910.2
fase5.2.00t	21	Estéril	0.00	157197.0
fase5.2.00t	22	Mineral	0.07	100504.4
fase5.2.00t	22	Estéril	0.00	218241.0
fase5.2.00t	23	Mineral	0.04	111868.1
fase5.2.00t	23	Estéril	0.00	231393.3
fase5.2.00t	24	Mineral	0.04	138032.6
fase5.2.00t	24	Estéril	0.00	250171.2
fase5.2.00t	25	Mineral	0.04	120783.8
fase5.2.00t	25	Estéril	0.00	323783.5
fase5.2.00t	26	Mineral	0.04	136919.2
fase5.2.00t	26	Estéril	0.00	384236.0
fase5.2.00t	27	Mineral	0.04	169738.9

fase5.2.00t	27	Estéril	0.00	404432.3
fase5.2.00t	28	Mineral	0.04	153720.4
fase5.2.00t	28	Estéril	0.00	459941.9

9.2. Anexo 2: Detalle de bancos por fase para metodología DBS

- Fase 1

Tabla 9.6. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 1 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	21	Mineral	0.15	186411.4
db1.1.00t	21	Estéril	0.00	0.0
db1.1.00t	22	Mineral	0.11	269540.9
db1.1.00t	22	Estéril	0.01	162.4
db1.1.00t	23	Mineral	0.10	340712.7
db1.1.00t	23	Estéril	0.01	6260.4
db1.1.00t	24	Mineral	0.09	409921.3
db1.1.00t	24	Estéril	0.01	22121.5
db1.1.00t	25	Mineral	0.11	450480.4
db1.1.00t	25	Estéril	0.01	73558.9
db1.1.00t	26	Mineral	0.11	489011.4
db1.1.00t	26	Estéril	0.01	129540.7
db1.1.00t	27	Mineral	0.11	523197.8
db1.1.00t	27	Estéril	0.01	196631.7
db1.1.00t	28	Mineral	0.09	604318.5
db1.1.00t	28	Estéril	0.01	270937.7

- Fase 2

Tabla 9.7. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 2 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	19	Mineral	0.20	175057.5
db2.1.00t	19	Estéril	0.01	6.7
db2.1.00t	20	Mineral	0.15	246708.1
db2.1.00t	20	Estéril	0.01	4577.8
db2.1.00t	21	Mineral	0.08	136206.6
db2.1.00t	21	Estéril	0.01	10005.1
db2.1.00t	22	Mineral	0.07	129737.3
db2.1.00t	22	Estéril	0.01	15820.3
db2.1.00t	23	Mineral	0.07	134399.0
db2.1.00t	23	Estéril	0.01	24728.6
db2.1.00t	24	Mineral	0.06	141944.6
db2.1.00t	24	Estéril	0.01	29872.5
db2.1.00t	25	Mineral	0.07	152199.8
db2.1.00t	25	Estéril	0.01	37499.1

db2.1.00t	26	Mineral	0.06	176110.1
db2.1.00t	26	Estéril	0.01	58530.4
db2.1.00t	27	Mineral	0.08	171326.0
db2.1.00t	27	Estéril	0.01	78244.4
db2.1.00t	28	Mineral	0.09	162382.6
db2.1.00t	28	Estéril	0.01	78687.7

db2.2.00t	24	Mineral	0.06	319947.2
db2.2.00t	24	Estéril	0.01	14949.7
db2.2.00t	25	Mineral	0.06	397696.0
db2.2.00t	25	Estéril	0.01	24227.2
db2.2.00t	26	Mineral	0.06	413555.6
db2.2.00t	26	Estéril	0.01	105303.2
db2.2.00t	27	Mineral	0.06	419794.2
db2.2.00t	27	Estéril	0.01	200073.7
db2.2.00t	28	Mineral	0.05	463461.3
db2.2.00t	28	Estéril	0.01	262155.5

- Fase 3

Tabla 9.8. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 3 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	18	Mineral	0.15	315836.2
db3.1.00t	18	Estéril	0.00	18021.4
db3.1.00t	19	Mineral	0.08	223755.0
db3.1.00t	19	Estéril	0.01	18964.0
db3.1.00t	20	Mineral	0.08	546556.6
db3.1.00t	20	Estéril	0.01	30529.9
db3.1.00t	21	Mineral	0.07	668382.9
db3.1.00t	21	Estéril	0.01	43993.5
db3.1.00t	22	Mineral	0.06	907719.1
db3.1.00t	22	Estéril	0.00	50616.8
db3.1.00t	23	Mineral	0.05	968647.4
db3.1.00t	23	Estéril	0.01	84012.8
db3.1.00t	24	Mineral	0.05	1007294.8
db3.1.00t	24	Estéril	0.01	137700.7
db3.1.00t	25	Mineral	0.05	1112381.4
db3.1.00t	25	Estéril	0.01	169489.8
db3.1.00t	26	Mineral	0.04	1121928.2
db3.1.00t	26	Estéril	0.01	239554.4
db3.1.00t	27	Mineral	0.04	1121403.1
db3.1.00t	27	Estéril	0.01	441129.1

db3.1.00t	28	Mineral	0.04	1108271.4
db3.1.00t	28	Estéril	0.01	457571.9
db3.2.00t	21	Mineral	0.16	309853.4

db3.2.00t	21	Estéril	0.00	28016.4
db3.2.00t	22	Mineral	0.16	358009.9
db3.2.00t	22	Estéril	0.00	68511.0
db3.2.00t	23	Mineral	0.11	418144.0
db3.2.00t	23	Estéril	0.00	99666.4
db3.2.00t	24	Mineral	0.05	147720.3
db3.2.00t	24	Estéril	0.00	130957.2
db3.2.00t	25	Mineral	0.05	136173.7
db3.2.00t	25	Estéril	0.00	170950.9
db3.2.00t	26	Mineral	0.07	126751.0
db3.2.00t	26	Estéril	0.00	198268.8
db3.2.00t	27	Mineral	0.07	117431.3
db3.2.00t	27	Estéril	0.00	226246.5
db3.2.00t	28	Mineral	0.06	127725.2
db3.2.00t	28	Estéril	0.00	231132.0

- Fase 4

Tabla 9.9. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 4 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	14	Mineral	0.08	292410.7
db4.1.00t	14	Estéril	0.00	7373.7
db4.1.00t	15	Mineral	0.08	371444.1
db4.1.00t	15	Estéril	0.00	6376.3
db4.1.00t	16	Mineral	0.07	460924.9
db4.1.00t	16	Estéril	0.02	4256.6
db4.1.00t	17	Mineral	0.08	960055.8
db4.1.00t	17	Estéril	0.00	84728.5
db4.1.00t	18	Mineral	0.05	824335.6
db4.1.00t	18	Estéril	0.01	54063.4
db4.1.00t	19	Mineral	0.05	894819.5
db4.1.00t	19	Estéril	0.01	64213.9
db4.1.00t	20	Mineral	0.05	787109.4
db4.1.00t	20	Estéril	0.01	73651.3
db4.1.00t	21	Mineral	0.05	747978.9
db4.1.00t	21	Estéril	0.01	112101.8
db4.1.00t	22	Mineral	0.04	651593.4
db4.1.00t	22	Estéril	0.01	185084.8

db4.1.00t	23	Mineral	0.05	620792.2
db4.1.00t	23	Estéril	0.01	242498.6
db4.1.00t	24	Mineral	0.05	661995.2
db4.1.00t	24	Estéril	0.01	283689.3
db4.1.00t	25	Mineral	0.04	694986.8
db4.1.00t	25	Estéril	0.01	322306.5
db4.1.00t	26	Mineral	0.04	699374.1
db4.1.00t	26	Estéril	0.01	374425.5
db4.1.00t	27	Mineral	0.04	684216.5
db4.1.00t	27	Estéril	0.01	447371.7
db4.1.00t	28	Mineral	0.05	605972.6
db4.1.00t	28	Estéril	0.01	588359.2
db4.2.00t	19	Mineral	0.14	222822.8
db4.2.00t	19	Estéril	0.00	76842.2
db4.2.00t	20	Mineral	0.12	300914.2
db4.2.00t	20	Estéril	0.00	84048.9
db4.2.00t	21	Mineral	0.10	53906.5
db4.2.00t	21	Estéril	0.00	91197.3
db4.2.00t	22	Mineral	0.11	63962.3
db4.2.00t	22	Estéril	0.00	141323.6
db4.2.00t	23	Mineral	0.08	62554.9
db4.2.00t	23	Estéril	0.00	155328.7
db4.2.00t	24	Mineral	0.06	56577.0
db4.2.00t	24	Estéril	0.00	172429.0
db4.2.00t	25	Mineral	0.06	50425.1
db4.2.00t	25	Estéril	0.00	178142.5
db4.2.00t	26	Mineral	0.05	49800.2
db4.2.00t	26	Estéril	0.00	189801.9
db4.2.00t	27	Mineral	0.05	50302.4
db4.2.00t	27	Estéril	0.00	196001.4
db4.2.00t	28	Mineral	0.05	54563.5
db4.2.00t	28	Estéril	0.00	184594.7

- Fase 5

Tabla 9.10. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 5 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	11	Mineral	0.08	375566.5
db5.1.00t	11	Estéril	0.01	10401.5
db5.1.00t	12	Mineral	0.08	451625.1
db5.1.00t	12	Estéril	0.00	22122.1

db5.1.00t	13	Mineral	0.08	834377.2
db5.1.00t	13	Estéril	0.00	20749.5
db5.1.00t	14	Mineral	0.08	692093.2
db5.1.00t	14	Estéril	0.00	27822.6
db5.1.00t	15	Mineral	0.07	799742.1
db5.1.00t	15	Estéril	0.01	48446.9
db5.1.00t	16	Mineral	0.06	902388.2
db5.1.00t	16	Estéril	0.01	78652.5
db5.1.00t	17	Mineral	0.04	596694.4
db5.1.00t	17	Estéril	0.01	121699.4
db5.1.00t	18	Mineral	0.05	599097.5
db5.1.00t	18	Estéril	0.01	154621.5
db5.1.00t	19	Mineral	0.05	591507.4
db5.1.00t	19	Estéril	0.01	182511.7
db5.1.00t	20	Mineral	0.04	551992.2
db5.1.00t	20	Estéril	0.01	217521.3
db5.1.00t	21	Mineral	0.04	566508.4
db5.1.00t	21	Estéril	0.01	265519.5
db5.1.00t	22	Mineral	0.04	623974.5
db5.1.00t	22	Estéril	0.01	281172.7
db5.1.00t	23	Mineral	0.05	593294.6
db5.1.00t	23	Estéril	0.01	330659.9
db5.1.00t	24	Mineral	0.04	493479.5
db5.1.00t	24	Estéril	0.01	401851.2
db5.1.00t	25	Mineral	0.03	431030.1
db5.1.00t	25	Estéril	0.01	432087.9
db5.1.00t	26	Mineral	0.03	420048.9
db5.1.00t	26	Estéril	0.01	422844.2
db5.1.00t	27	Mineral	0.03	347465.5
db5.1.00t	27	Estéril	0.01	429810.9
db5.1.00t	28	Mineral	0.03	269267.6
db5.1.00t	28	Estéril	0.01	482158.5

- Fase 6

Tabla 9.11. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 6 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	7	Mineral	0.06	465483.2
db6.1.00t	7	Estéril	0.00	82864.0
db6.1.00t	8	Mineral	0.07	580298.9
db6.1.00t	8	Estéril	0.00	67361.5
db6.1.00t	9	Mineral	0.07	660849.2

db6.1.00t	9	Estéril	0.01	94314.3
db6.1.00t	10	Mineral	0.06	998460.0
db6.1.00t	10	Estéril	0.01	154306.3
db6.1.00t	11	Mineral	0.06	774157.6
db6.1.00t	11	Estéril	0.00	145805.4
db6.1.00t	12	Mineral	0.07	826475.3
db6.1.00t	12	Estéril	0.00	177670.0
db6.1.00t	13	Mineral	0.04	591255.7
db6.1.00t	13	Estéril	0.00	190538.2
db6.1.00t	14	Mineral	0.04	576198.7
db6.1.00t	14	Estéril	0.01	227146.8
db6.1.00t	15	Mineral	0.06	582870.5
db6.1.00t	15	Estéril	0.00	282892.6
db6.1.00t	16	Mineral	0.07	548921.4
db6.1.00t	16	Estéril	0.00	310910.9
db6.1.00t	17	Mineral	0.08	454945.6
db6.1.00t	17	Estéril	0.00	407632.6
db6.1.00t	18	Mineral	0.04	388655.1
db6.1.00t	18	Estéril	0.01	468165.0
db6.1.00t	19	Mineral	0.04	353177.9
db6.1.00t	19	Estéril	0.01	516456.5
db6.1.00t	20	Mineral	0.03	283076.6
db6.1.00t	20	Estéril	0.00	530231.8
db6.1.00t	21	Mineral	0.04	318385.9
db6.1.00t	21	Estéril	0.00	546542.8
db6.1.00t	22	Mineral	0.03	226764.6
db6.1.00t	22	Estéril	0.00	616341.6
db6.1.00t	23	Mineral	0.04	177318.0
db6.1.00t	23	Estéril	0.00	709080.9
db6.1.00t	24	Mineral	0.04	117191.3
db6.1.00t	24	Estéril	0.00	824623.5
db6.1.00t	25	Mineral	0.04	128718.6
db6.1.00t	25	Estéril	0.00	826002.0
db6.1.00t	26	Mineral	0.04	142904.6
db6.1.00t	26	Estéril	0.00	911343.7
db6.1.00t	27	Mineral	0.04	123590.8
db6.1.00t	27	Estéril	0.00	905982.7
db6.1.00t	28	Mineral	0.04	73635.7
db6.1.00t	28	Estéril	0.00	954313.0

db6.2.00t	18	Mineral	0.14	223002.5
db6.2.00t	18	Estéril	0.00	119181.8
db6.2.00t	19	Mineral	0.07	69146.1

db6.2.00t	19	Estéril	0.00	77336.6
db6.2.00t	20	Mineral	0.07	56388.5
db6.2.00t	20	Estéril	0.00	115734.7
db6.2.00t	21	Mineral	0.10	45179.7
db6.2.00t	21	Estéril	0.00	154845.0
db6.2.00t	22	Mineral	0.07	40284.4
db6.2.00t	22	Estéril	0.00	185121.2
db6.2.00t	23	Mineral	0.04	29199.3
db6.2.00t	23	Estéril	0.00	235105.2
db6.2.00t	24	Mineral	0.05	39568.0
db6.2.00t	24	Estéril	0.00	245178.3
db6.2.00t	25	Mineral	0.04	36832.5
db6.2.00t	25	Estéril	0.00	281001.6
db6.2.00t	26	Mineral	0.04	19771.4
db6.2.00t	26	Estéril	0.00	310292.4
db6.2.00t	27	Mineral	0.05	46001.2
db6.2.00t	27	Estéril	0.00	299049.4
db6.2.00t	28	Mineral	0.04	53377.8
db6.2.00t	28	Estéril	0.00	293292.9

- Fase 7

Tabla 9.12. Detalle de bancos que abarca la cubicación del diseño de la fase 7 de DBS

REGION	Banco	Producto	Ley de oro en el banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	4	Mineral	0.06	220000.3
db7.1.00t	4	Estéril	0.00	60222.3
db7.1.00t	5	Mineral	0.04	269462.3
db7.1.00t	5	Estéril	0.01	94822.4
db7.1.00t	6	Mineral	0.04	364485.7
db7.1.00t	6	Estéril	0.01	85680.6
db7.1.00t	7	Mineral	0.10	42120.2
db7.1.00t	7	Estéril	0.00	63016.7
db7.1.00t	8	Mineral	0.08	63509.2
db7.1.00t	8	Estéril	0.00	66785.1
db7.1.00t	9	Mineral	0.07	113125.6
db7.1.00t	9	Estéril	0.00	96065.5
db7.1.00t	10	Mineral	0.06	66426.7
db7.1.00t	10	Estéril	0.00	129817.4
db7.1.00t	11	Mineral	0.07	81520.8
db7.1.00t	11	Estéril	0.00	109605.0
db7.1.00t	12	Mineral	0.06	79711.7
db7.1.00t	12	Estéril	0.00	110146.5

db7.1.00t	13	Mineral	0.04	71534.0
db7.1.00t	13	Estéril	0.00	123478.7
db7.1.00t	14	Mineral	0.04	80804.8
db7.1.00t	14	Estéril	0.00	147631.6
db7.1.00t	15	Mineral	0.05	301727.6
db7.1.00t	15	Estéril	0.00	206281.5
db7.1.00t	16	Mineral	0.05	323101.1
db7.1.00t	16	Estéril	0.00	211451.0
db7.1.00t	17	Mineral	0.04	255492.6
db7.1.00t	17	Estéril	0.00	287317.6
db7.1.00t	18	Mineral	0.03	237050.2
db7.1.00t	18	Estéril	0.01	338338.4
db7.1.00t	19	Mineral	0.03	327477.6
db7.1.00t	19	Estéril	0.01	285168.1
db7.1.00t	20	Mineral	0.04	360748.0
db7.1.00t	20	Estéril	0.01	304896.2
db7.1.00t	21	Mineral	0.04	314554.0
db7.1.00t	21	Estéril	0.00	338187.7
db7.1.00t	22	Mineral	0.03	272639.1
db7.1.00t	22	Estéril	0.00	368144.0
db7.1.00t	23	Mineral	0.04	288915.9
db7.1.00t	23	Estéril	0.00	363140.9
db7.1.00t	24	Mineral	0.04	273867.8
db7.1.00t	24	Estéril	0.00	387208.8
db7.1.00t	25	Mineral	0.05	165667.4
db7.1.00t	25	Estéril	0.00	479660.4
db7.1.00t	26	Mineral	0.04	154054.5
db7.1.00t	26	Estéril	0.00	495509.9
db7.1.00t	27	Mineral	0.04	78443.7
db7.1.00t	27	Estéril	0.00	588457.7
db7.1.00t	28	Mineral	0.04	22910.9
db7.1.00t	28	Estéril	0.00	643254.5

db7.2.00t	17	Mineral	0.12	236813.9
db7.2.00t	17	Estéril	0.00	171639.1
db7.2.00t	18	Mineral	0.06	76560.1
db7.2.00t	18	Estéril	0.00	87588.3
db7.2.00t	19	Mineral	0.05	83235.7
db7.2.00t	19	Estéril	0.00	102039.4
db7.2.00t	20	Mineral	0.06	108050.3
db7.2.00t	20	Estéril	0.00	102380.6
db7.2.00t	21	Mineral	0.08	94150.0
db7.2.00t	21	Estéril	0.00	139236.5

db7.2.00t	22	Mineral	0.05	68763.3
db7.2.00t	22	Estéril	0.00	145709.8
db7.2.00t	23	Mineral	0.02	59822.6
db7.2.00t	23	Estéril	0.00	163200.8
db7.2.00t	24	Mineral	0.03	67597.6
db7.2.00t	24	Estéril	0.00	160884.7
db7.2.00t	25	Mineral	0.03	51975.7
db7.2.00t	25	Estéril	0.00	175274.5
db7.2.00t	26	Mineral	0.03	46075.5
db7.2.00t	26	Estéril	0.00	186573.1
db7.2.00t	27	Mineral	0.04	76554.7
db7.2.00t	27	Estéril	0.00	227365.2
db7.2.00t	28	Mineral	0.04	80242.1
db7.2.00t	28	Estéril	0.00	237290.2

9.3. Anexo 3: Detalle secuencia de extracción metodología tradicional con restricciones

- Año 1 – Nivelación de Plataforma

Tabla 9.13. Detalle de secuencia de extracción año 1 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.1.00t	32	Mineral	0.10	540610.03
fase1.1.00t	32	Estéril	0.01	180107.27
fase1.1.00t	33	Mineral	0.07	440731.05
fase1.1.00t	33	Estéril	0.01	164759.32
fase1.1.00t	34	Mineral	0.05	316857.92
fase1.1.00t	34	Estéril	0.01	141087.28
fase1.1.00t	35	Mineral	0.04	199676.05
fase1.1.00t	35	Estéril	0.01	123105.96
fase1.1.00t	36	Mineral	0.03	34185.14
fase1.1.00t	36	Estéril	0.00	63536.60
fase1.1.00t	37	Mineral	0.02	844.45
fase1.1.00t	37	Estéril	0.00	25891.61
fase1.1.00t	38	Mineral	0.00	0.00
fase1.1.00t	38	Estéril	0.00	4616.43
fase1.1.00t	39	Mineral	0.00	0.00
fase1.1.00t	39	Estéril	0.00	18.34

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.00t	32	Mineral	0.06	791276.30
fase2.00t	32	Estéril	0.01	300605.20
fase2.00t	33	Mineral	0.05	835938.57
fase2.00t	33	Estéril	0.00	235106.31
fase2.00t	34	Mineral	0.04	803872.63
fase2.00t	34	Estéril	0.00	233338.30
fase2.00t	35	Mineral	0.04	657489.60
fase2.00t	35	Estéril	0.00	244887.46
fase2.00t	36	Mineral	0.04	332176.15
fase2.00t	36	Estéril	0.00	242439.16
fase2.00t	37	Mineral	0.03	212277.82
fase2.00t	37	Estéril	0.00	172000.69
fase2.00t	38	Mineral	0.03	127249.36
fase2.00t	38	Estéril	0.00	67447.32
fase2.00t	39	Mineral	0.00	0.00

fase2.00t	39	Estéril	0.00	6779.97
------------------	----	---------	------	---------

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	32	Mineral	0.07	142695.09
fase3.1.00t	32	Estéril	0.00	334947.85
fase3.1.00t	33	Mineral	0.06	128736.32
fase3.1.00t	33	Estéril	0.00	294049.48
fase3.1.00t	34	Mineral	0.05	116144.72
fase3.1.00t	34	Estéril	0.00	255460.31
fase3.1.00t	35	Mineral	0.04	93954.73
fase3.1.00t	35	Estéril	0.00	233350.52
fase3.1.00t	36	Mineral	0.04	75487.12
fase3.1.00t	36	Estéril	0.00	208784.91
fase3.1.00t	37	Mineral	0.04	60415.56
fase3.1.00t	37	Estéril	0.00	169235.92
fase3.1.00t	38	Mineral	0.04	30500.95
fase3.1.00t	38	Estéril	0.00	122394.85
fase3.1.00t	39	Mineral	0.12	45.44
fase3.1.00t	39	Estéril	0.00	52428.46
fase3.1.00t	40	Mineral	0.00	0.00
fase3.1.00t	40	Estéril	0.00	3779.48

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	32	Mineral	0.05	229673.07
fase4.1.00t	32	Estéril	0.00	547378.81
fase4.1.00t	33	Mineral	0.05	159921.88
fase4.1.00t	33	Estéril	0.00	468705.56
fase4.1.00t	34	Mineral	0.04	159557.41
fase4.1.00t	34	Estéril	0.00	357152.92
fase4.1.00t	35	Mineral	0.04	154973.09
fase4.1.00t	35	Estéril	0.00	225916.25
fase4.1.00t	36	Mineral	0.04	124019.76
fase4.1.00t	36	Estéril	0.00	165255.48
fase4.1.00t	37	Mineral	0.05	85219.13
fase4.1.00t	37	Estéril	0.00	135895.84
fase4.1.00t	38	Mineral	0.10	25731.67
fase4.1.00t	38	Estéril	0.00	102546.70
fase4.1.00t	39	Mineral	0.11	7821.52
fase4.1.00t	39	Estéril	0.00	60546.96
fase4.1.00t	40	Mineral	0.04	27.11

fase4.1.00t	40	Estéril	0.00	17411.95
fase4.1.00t	41	Mineral	0.02	0.63
fase4.1.00t	41	Estéril	0.00	7.34

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	32	Mineral	0.04	226251.83
fase5.1.00t	32	Estéril	0.00	343819.62
fase5.1.00t	33	Mineral	0.04	221018.20
fase5.1.00t	33	Estéril	0.00	378357.85
fase5.1.00t	34	Mineral	0.04	231956.76
fase5.1.00t	34	Estéril	0.00	371074.80
fase5.1.00t	35	Mineral	0.04	209616.54
fase5.1.00t	35	Estéril	0.00	359472.09
fase5.1.00t	36	Mineral	0.04	137599.32
fase5.1.00t	36	Estéril	0.00	355611.71
fase5.1.00t	37	Mineral	0.07	70208.28
fase5.1.00t	37	Estéril	0.00	318821.83
fase5.1.00t	38	Mineral	0.15	23849.29
fase5.1.00t	38	Estéril	0.00	242558.74
fase5.1.00t	39	Mineral	0.11	18954.50
fase5.1.00t	39	Estéril	0.00	162882.29
fase5.1.00t	40	Mineral	0.04	6214.54
fase5.1.00t	40	Estéril	0.00	88301.47
fase5.1.00t	41	Mineral	0.02	3523.95
fase5.1.00t	41	Estéril	0.00	2802.83
fase5.1.00t	42	Mineral	0.00	0.00
fase5.1.00t	42	Estéril	0.00	284.76

- **Año 2 – Nivelación de Plataforma**

Tabla 9.14. Detalle de secuencia de extracción año 2 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.1.00t	29	Mineral	0.10	690827.48
fase1.1.00t	29	Estéril	0.01	515068.56
fase1.1.00t	30	Mineral	0.11	572359.24
fase1.1.00t	30	Estéril	0.00	323876.36
fase1.1.00t	31	Mineral	0.12	573166.31
fase1.1.00t	31	Estéril	0.01	213531.42

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.00t	29	Mineral	0.05	631963.00
fase2.00t	29	Estéril	0.00	611225.02
fase2.00t	30	Mineral	0.06	670608.06
fase2.00t	30	Estéril	0.00	488482.55
fase2.00t	31	Mineral	0.07	720428.63
fase2.00t	31	Estéril	0.00	388557.64

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	29	Mineral	0.04	1024861.93
fase3.1.00t	29	Estéril	0.01	724231.35
fase3.1.00t	30	Mineral	0.04	752123.59
fase3.1.00t	30	Estéril	0.01	552759.94
fase3.1.00t	31	Mineral	0.05	362140.05
fase3.1.00t	31	Estéril	0.00	348400.05

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	29	Mineral	0.06	882106.02
fase4.1.00t	29	Estéril	0.00	555768.30
fase4.1.00t	30	Mineral	0.06	809884.47
fase4.1.00t	30	Estéril	0.00	462684.92
fase4.1.00t	31	Mineral	0.06	563933.56
fase4.1.00t	31	Estéril	0.00	440059.51

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	29	Mineral	0.04	223299.25
fase5.1.00t	29	Estéril	0.00	365360.76
fase5.1.00t	30	Mineral	0.05	232781.25
fase5.1.00t	30	Estéril	0.00	313076.13
fase5.1.00t	31	Mineral	0.05	234186.28
fase5.1.00t	31	Estéril	0.00	314404.22

(inicio extracción pit inferior)

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.1.00t	28	Mineral	0.09	730754.20
fase1.1.00t	28	Estéril	0.01	381629.90

- **Año 3 – Extracción pits**

Tabla 9.15. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit Inferior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.00t	22	Mineral	0.09	298190.30
fase1.00t	22	Estéril	0.01	36356.70
fase1.00t	23	Mineral	0.08	359114.90
fase1.00t	23	Estéril	0.01	55030.20
fase1.00t	24	Mineral	0.08	418457.60
fase1.00t	24	Estéril	0.01	82144.40
fase1.00t	25	Mineral	0.11	465315.40
fase1.00t	25	Estéril	0.01	127098.70
fase1.00t	26	Mineral	0.11	506125.00
fase1.00t	26	Estéril	0.01	185076.30
fase1.00t	27	Mineral	0.10	650627.20
fase1.00t	27	Estéril	0.01	289711.90

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.1.00t	24	Mineral	0.05	173485.82
fase2.1.00t	24	Estéril	0.01	66107.18
fase2.1.00t	25	Mineral	0.04	195787.81
fase2.1.00t	25	Estéril	0.01	59008.06
fase2.1.00t	26	Mineral	0.06	276287.76
fase2.1.00t	26	Estéril	0.01	95969.25
fase2.1.00t	27	Mineral	0.08	215545.93
fase2.1.00t	27	Estéril	0.01	121693.06
fase2.1.00t	28	Mineral	0.08	158391.21
fase2.1.00t	28	Estéril	0.01	144538.56

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	26	Mineral	0.04	1049500.08
fase3.1.00t	26	Estéril	0.01	552796.22
fase3.1.00t	27	Mineral	0.04	1053616.29
fase3.1.00t	27	Estéril	0.01	837080.88
fase3.1.00t	28	Mineral	0.04	1051492.85
fase3.1.00t	28	Estéril	0.01	892516.95

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje real Banco
fase2.2.00t	23	Mineral	0.10	383304.50
fase2.2.00t	23	Estéril	0.01	86447.84
fase2.2.00t	24	Mineral	0.05	420399.33
fase2.2.00t	24	Estéril	0.01	141647.72
fase2.2.00t	25	Mineral	0.05	448483.64
fase2.2.00t	25	Estéril	0.01	212811.57
fase2.2.00t	26	Mineral	0.06	410210.59
fase2.2.00t	26	Estéril	0.01	355651.25
fase2.2.00t	27	Mineral	0.06	399990.40
fase2.2.00t	27	Estéril	0.01	470281.41
fase2.2.00t	28	Mineral	0.05	449594.82
fase2.2.00t	28	Estéril	0.00	509421.35

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.2.00t	24	Mineral	0.07	51716.04
fase3.2.00t	24	Estéril	0.00	158251.31
fase3.2.00t	25	Mineral	0.07	60036.43
fase3.2.00t	25	Estéril	0.00	159746.23
fase3.2.00t	26	Mineral	0.07	75096.21
fase3.2.00t	26	Estéril	0.00	155687.64
fase3.2.00t	27	Mineral	0.07	85599.29
fase3.2.00t	27	Estéril	0.00	161028.53
fase3.2.00t	28	Mineral	0.06	88796.69
fase3.2.00t	28	Estéril	0.00	167529.11

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.2.00t	26	Mineral	0.07	53882.71
fase4.2.00t	26	Estéril	0.00	225279.11
fase4.2.00t	27	Mineral	0.06	79510.93
fase4.2.00t	27	Estéril	0.00	264935.42
fase4.2.00t	28	Mineral	0.05	102393.83
fase4.2.00t	28	Estéril	0.00	314120.00

- **Año 4 – Extracción pits**

Tabla 9.16. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase1.00t	21	Mineral	0.13	234778.80
fase1.00t	21	Estéril	0.01	25617.70

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.1.00t	19	Mineral	0.15	262527.01
fase2.1.00t	19	Estéril	0.01	28163.41
fase2.1.00t	20	Mineral	0.13	297649.65
fase2.1.00t	20	Estéril	0.01	70940.80
fase2.1.00t	21	Mineral	0.07	122468.21
fase2.1.00t	21	Estéril	0.01	69444.05
fase2.1.00t	22	Mineral	0.06	140013.72
fase2.1.00t	22	Estéril	0.01	67928.66
fase2.1.00t	23	Mineral	0.07	151846.01
fase2.1.00t	23	Estéril	0.01	73497.86

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	22	Mineral	0.05	377714.60
fase3.1.00t	22	Estéril	0.00	173836.13
fase3.1.00t	23	Mineral	0.05	389433.47
fase3.1.00t	23	Estéril	0.00	188254.32
fase3.1.00t	24	Mineral	0.05	1146454.66
fase3.1.00t	24	Estéril	0.01	295047.66
fase3.1.00t	25	Mineral	0.05	1161999.45
fase3.1.00t	25	Estéril	0.01	386760.79

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	25	Mineral	0.04	816251.30
fase4.1.00t	25	Estéril	0.01	667173.79
fase4.1.00t	26	Mineral	0.03	864531.86
fase4.1.00t	26	Estéril	0.01	624275.51
fase4.1.00t	27	Mineral	0.04	774366.20
fase4.1.00t	27	Estéril	0.01	557125.77
fase4.1.00t	28	Mineral	0.04	771857.91
fase4.1.00t	28	Estéril	0.00	682384.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	28	Mineral	0.04	108667.01
fase5.1.00t	28	Estéril	0.00	1173679.13

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase2.2.00t	21	Mineral	0.15	275167.42
fase2.2.00t	21	Estéril	0.00	26652.95
fase2.2.00t	22	Mineral	0.14	316823.33
fase2.2.00t	22	Estéril	0.01	64998.95

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.2.00t	20	Mineral	0.12	287765.64
fase3.2.00t	20	Estéril	0.00	99417.72
fase3.2.00t	21	Mineral	0.14	69087.29
fase3.2.00t	21	Estéril	0.00	102063.55
fase3.2.00t	22	Mineral	0.14	76537.36
fase3.2.00t	22	Estéril	0.00	112600.02
fase3.2.00t	23	Mineral	0.11	62705.89
fase3.2.00t	23	Estéril	0.00	137063.80

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.2.00t	23	Mineral	0.11	33006.11
fase4.2.00t	23	Estéril	0.00	159389.19
fase4.2.00t	24	Mineral	0.06	40177.02
fase4.2.00t	24	Estéril	0.00	171784.46
fase4.2.00t	25	Mineral	0.06	42475.46
fase4.2.00t	25	Estéril	0.00	198195.04

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.5.00t	26	Mineral	0.04	136919.18
fase5.5.00t	26	Estéril	0.00	384236.04
fase5.5.00t	27	Mineral	0.04	169738.88
fase5.5.00t	27	Estéril	0.00	404432.32
fase5.5.00t	28	Mineral	0.04	153720.44
fase5.5.00t	28	Estéril	0.00	459941.87

- **Año 5 – Extracción pits**

Tabla 9.17. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	19	Mineral	0.06	293801.04
fase3.1.00t	19	Estéril	0.01	148399.88
fase3.1.00t	20	Mineral	0.06	365210.28
fase3.1.00t	20	Estéril	0.00	130172.83
fase3.1.00t	21	Mineral	0.05	377827.26
fase3.1.00t	21	Estéril	0.00	145903.02

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	21	Mineral	0.05	1600701.60
fase4.1.00t	21	Estéril	0.01	362942.82
fase4.1.00t	22	Mineral	0.05	1664795.10
fase4.1.00t	22	Estéril	0.01	391610.94
fase4.1.00t	23	Mineral	0.05	1647826.60
fase4.1.00t	23	Estéril	0.01	537815.97
fase4.1.00t	24	Mineral	0.04	803945.14
fase4.1.00t	24	Estéril	0.01	644035.15

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	24	Mineral	0.06	489706.21
fase5.1.00t	24	Estéril	0.00	920425.41
fase5.1.00t	25	Mineral	0.06	451347.18
fase5.1.00t	25	Estéril	0.00	958052.43
fase5.1.00t	26	Mineral	0.05	438153.28
fase5.1.00t	26	Estéril	0.00	961403.35
fase5.1.00t	27	Mineral	0.04	312015.13
fase5.1.00t	27	Estéril	0.00	1119031.67

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.2.00t	19	Mineral	0.13	229582.47
fase3.2.00t	19	Estéril	0.00	80210.27

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.2.00t	21	Mineral	0.14	41276.71
fase4.2.00t	21	Estéril	0.00	111270.37
fase4.2.00t	22	Mineral	0.16	33794.70
fase4.2.00t	22	Estéril	0.00	121656.37

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.5.00t	22	Mineral	0.07	100504.38
fase5.5.00t	22	Estéril	0.00	218240.99
fase5.5.00t	23	Mineral	0.04	111868.13
fase5.5.00t	23	Estéril	0.00	231393.27
fase5.5.00t	24	Mineral	0.04	138032.57
fase5.5.00t	24	Estéril	0.00	250171.18
fase5.5.00t	25	Mineral	0.04	120783.81
fase5.5.00t	25	Estéril	0.00	323783.55

- **Año 6 – Extracción pits**

Tabla 9.18. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase3.1.00t	16	Mineral	0.10	366166.77
fase3.1.00t	16	Estéril	0.01	80316.95
fase3.1.00t	17	Mineral	0.10	422551.73
fase3.1.00t	17	Estéril	0.01	112046.07
fase3.1.00t	18	Mineral	0.11	497399.19
fase3.1.00t	18	Estéril	0.01	133815.38

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	17	Mineral	0.05	1193321.53
fase4.1.00t	17	Estéril	0.01	250045.47
fase4.1.00t	18	Mineral	0.04	1242262.13
fase4.1.00t	18	Estéril	0.01	289646.94
fase4.1.00t	19	Mineral	0.05	1397714.21
fase4.1.00t	19	Estéril	0.01	295817.05
fase4.1.00t	20	Mineral	0.05	1460221.71
fase4.1.00t	20	Estéril	0.01	297635.52

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	18	Mineral	0.06	519311.48
fase5.1.00t	18	Estéril	0.00	621240.32
fase5.1.00t	19	Mineral	0.04	539957.13
fase5.1.00t	19	Estéril	0.00	677047.58
fase5.1.00t	20	Mineral	0.04	563485.99
fase5.1.00t	20	Estéril	0.00	692718.04
fase5.1.00t	21	Mineral	0.04	470962.58
fase5.1.00t	21	Estéril	0.00	707678.42
fase5.1.00t	22	Mineral	0.04	461264.04
fase5.1.00t	22	Estéril	0.00	749091.55
fase5.1.00t	23	Mineral	0.05	420403.47
fase5.1.00t	23	Estéril	0.00	784651.39

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.2.00t	18	Mineral	0.14	205686.82
fase4.2.00t	18	Estéril	0.00	133627.22
fase4.2.00t	19	Mineral	0.09	41477.96
fase4.2.00t	19	Estéril	0.00	90344.03
fase4.2.00t	20	Mineral	0.07	41710.10
fase4.2.00t	20	Estéril	0.00	101018.93
fase4.2.00t	21	Mineral	0.14	41276.71
fase4.2.00t	21	Estéril	0.00	111270.37

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.5.00t	19	Mineral	0.05	99503.96
fase5.5.00t	19	Estéril	0.00	101350.24
fase5.5.00t	20	Mineral	0.06	115955.48
fase5.5.00t	20	Estéril	0.00	118165.84
fase5.5.00t	21	Mineral	0.08	113910.19
fase5.5.00t	21	Estéril	0.00	157197.05

- **Año 7 – Extracción pits**

Tabla 9.19. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	13	Mineral	0.07	936667.39
fase4.1.00t	13	Estéril	0.00	99339.10
fase4.1.00t	14	Mineral	0.07	1098185.04
fase4.1.00t	14	Estéril	0.00	87580.90
fase4.1.00t	15	Mineral	0.06	1199694.30
fase4.1.00t	15	Estéril	0.01	144312.11
fase4.1.00t	16	Mineral	0.06	1094017.53
fase4.1.00t	16	Estéril	0.00	165883.28

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	12	Mineral	0.07	1255461.14
fase5.1.00t	12	Estéril	0.00	406784.56
fase5.1.00t	13	Mineral	0.04	451969.55
fase5.1.00t	13	Estéril	0.00	333914.28
fase5.1.00t	14	Mineral	0.06	441108.87
fase5.1.00t	14	Estéril	0.00	360014.08
fase5.1.00t	15	Mineral	0.08	478372.05
fase5.1.00t	15	Estéril	0.00	334760.26
fase5.1.00t	16	Mineral	0.05	470770.46
fase5.1.00t	16	Estéril	0.00	407549.33
fase5.1.00t	17	Mineral	0.06	546273.81
fase5.1.00t	17	Estéril	0.00	524444.43

Pit Superior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.5.00t	17	Mineral	0.12	252910.23
fase5.5.00t	17	Estéril	0.00	198290.82
fase5.5.00t	18	Mineral	0.06	104122.12
fase5.5.00t	18	Estéril	0.00	99878.67

- **Año 8 – Extracción pits**

Tabla 9.20. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	6	Mineral	0.04	356406.85
fase5.1.00t	6	Estéril	0.00	166671.03
fase5.1.00t	7	Mineral	0.07	498201.60
fase5.1.00t	7	Estéril	0.00	186254.30
fase5.1.00t	8	Mineral	0.08	603901.95
fase5.1.00t	8	Estéril	0.00	191994.51
fase5.1.00t	9	Mineral	0.07	690789.59
fase5.1.00t	9	Estéril	0.00	225619.11
fase5.1.00t	10	Mineral	0.06	917706.92
fase5.1.00t	10	Estéril	0.00	258046.75
fase5.1.00t	11	Mineral	0.07	1114470.04
fase5.1.00t	11	Estéril	0.00	257328.37

- **Año 9 – Extracción pits**

Tabla 9.21. Detalle de secuencia de extracción año 9 para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	5	Mineral	0.04	278543.93
fase5.1.00t	5	Estéril	0.00	146970.56

9.4. Anexo 4: Detalle secuencia de extracción metodología tradicional sin restricciones

- Año 7 – Extracción pits (Extracción año 1 a 6 igual a Anexo 1)

Tabla 9.22. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase4.1.00t	13	Mineral	0.07	936667.39
fase4.1.00t	13	Estéril	0.00	99339.10
fase4.1.00t	14	Mineral	0.07	1098185.04
fase4.1.00t	14	Estéril	0.00	87580.90
fase4.1.00t	15	Mineral	0.06	1199694.30
fase4.1.00t	15	Estéril	0.01	144312.11
fase4.1.00t	16	Mineral	0.06	1094017.53
fase4.1.00t	16	Estéril	0.00	165883.28

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	11	Mineral	0.07	1114470.04
fase5.1.00t	11	Estéril	0.00	257328.37
fase5.1.00t	12	Mineral	0.07	1255461.14
fase5.1.00t	12	Estéril	0.00	406784.56
fase5.1.00t	13	Mineral	0.04	451969.55
fase5.1.00t	13	Estéril	0.00	333914.28
fase5.1.00t	14	Mineral	0.06	441108.87
fase5.1.00t	14	Estéril	0.00	360014.08
fase5.1.00t	15	Mineral	0.08	478372.05
fase5.1.00t	15	Estéril	0.00	334760.26
fase5.1.00t	16	Mineral	0.05	470770.46
fase5.1.00t	16	Estéril	0.00	407549.33
fase5.1.00t	17	Mineral	0.06	546273.81
fase5.1.00t	17	Estéril	0.00	524444.43

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.2.00t	17	Mineral	0.12	252910.23
fase5.2.00t	17	Estéril	0.00	198290.82
fase5.2.00t	18	Mineral	0.06	104122.12
fase5.2.00t	18	Estéril	0.00	99878.67

- **Año 8 – Extracción pits**

Tabla 9.23. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
fase5.1.00t	5	Mineral	0.04	278543.93
fase5.1.00t	5	Estéril	0.00	146970.56
fase5.1.00t	6	Mineral	0.04	356406.85
fase5.1.00t	6	Estéril	0.00	166671.03
fase5.1.00t	7	Mineral	0.07	498201.60
fase5.1.00t	7	Estéril	0.00	186254.30
fase5.1.00t	8	Mineral	0.08	603901.95
fase5.1.00t	8	Estéril	0.00	191994.51
fase5.1.00t	9	Mineral	0.07	690789.59
fase5.1.00t	9	Estéril	0.00	225619.11
fase5.1.00t	10	Mineral	0.06	917706.92
fase5.1.00t	10	Estéril	0.00	258046.75

9.5. Anexo 5: Detalle secuencia de extracción metodología DBS con restricciones

- Año 1 – Nivelación de plataformas

Tabla 9.24. Detalle de secuencia de extracción año 1 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	32	Mineral	0.10	464871.56
db1.1.00t	32	Estéril	0.01	113668.05
db1.1.00t	33	Mineral	0.07	370119.04
db1.1.00t	33	Estéril	0.01	107085.25
db1.1.00t	34	Mineral	0.04	260724.06
db1.1.00t	34	Estéril	0.01	76667.20
db1.1.00t	35	Mineral	0.04	147953.56
db1.1.00t	35	Estéril	0.01	59109.89
db1.1.00t	36	Mineral	0.03	21754.58
db1.1.00t	36	Estéril	0.01	12203.40
db1.1.00t	37	Mineral	0.02	38.77
db1.1.00t	37	Estéril	0.01	65.41

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	32	Mineral	0.07	880748.66
db2.1.00t	32	Estéril	0.01	182851.34
db2.1.00t	33	Mineral	0.05	932695.11
db2.1.00t	33	Estéril	0.01	138564.70
db2.1.00t	34	Mineral	0.04	892233.05
db2.1.00t	34	Estéril	0.01	175346.17
db2.1.00t	35	Mineral	0.04	767374.81
db2.1.00t	35	Estéril	0.01	225222.38
db2.1.00t	36	Mineral	0.04	420114.83
db2.1.00t	36	Estéril	0.00	232957.29
db2.1.00t	37	Mineral	0.03	287169.35
db2.1.00t	37	Estéril	0.00	161473.34
db2.1.00t	38	Mineral	0.03	158699.72
db2.1.00t	38	Estéril	0.00	51253.14
db2.1.00t	0	Mineral	0.00	0.00
db2.1.00t	39	Estéril	0.00	1614.77

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	32	Mineral	0.05	195205.84

db3.1.00t	32	Estéril	0.01	121574.06
db3.1.00t	33	Mineral	0.06	181736.05
db3.1.00t	33	Estéril	0.01	119755.99
db3.1.00t	34	Mineral	0.05	175398.79
db3.1.00t	34	Estéril	0.01	99536.21
db3.1.00t	35	Mineral	0.05	138055.84
db3.1.00t	35	Estéril	0.00	71302.79
db3.1.00t	36	Mineral	0.04	88794.72
db3.1.00t	36	Estéril	0.00	59818.03
db3.1.00t	37	Mineral	0.05	47849.78
db3.1.00t	37	Estéril	0.00	57729.88
db3.1.00t	38	Mineral	0.10	11434.60
db3.1.00t	38	Estéril	0.00	36281.65
db3.1.00t	39	Mineral	0.11	3784.22
db3.1.00t	39	Estéril	0.00	5597.15
db3.1.00t	40	Mineral	0.04	17.58
db3.1.00t	40	Estéril	0.00	1423.05
db3.1.00t	41	Mineral	0.02	0.39
db3.1.00t	41	Estéril	0.00	0.41

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	32	Mineral	0.06	107664.39
db4.1.00t	32	Estéril	0.01	189104.09
db4.1.00t	33	Mineral	0.05	94182.27
db4.1.00t	33	Estéril	0.00	164433.77
db4.1.00t	34	Mineral	0.05	94172.86
db4.1.00t	34	Estéril	0.00	130385.31
db4.1.00t	35	Mineral	0.05	82523.60
db4.1.00t	35	Estéril	0.00	105416.84
db4.1.00t	36	Mineral	0.05	61744.52
db4.1.00t	36	Estéril	0.00	98651.73
db4.1.00t	37	Mineral	0.05	38701.38
db4.1.00t	37	Estéril	0.00	74765.74
db4.1.00t	38	Mineral	0.07	5189.97
db4.1.00t	38	Estéril	0.00	46840.28
db4.1.00t	39	Mineral	0.11	829.43
db4.1.00t	39	Estéril	0.00	10693.86
db4.1.00t	40	Mineral	0.04	4.79
db4.1.00t	40	Estéril	0.00	428.36
db4.1.00t	41	Mineral	0.02	0.32
db4.1.00t	41	Estéril	0.00	0.39

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	32	Mineral	0.03	92322.06
db5.1.00t	32	Estéril	0.00	389492.43
db5.1.00t	33	Mineral	0.04	17287.80
db5.1.00t	33	Estéril	0.00	294719.36
db5.1.00t	34	Mineral	0.05	9852.27
db5.1.00t	34	Estéril	0.00	207236.78
db5.1.00t	35	Mineral	0.05	4464.18
db5.1.00t	35	Estéril	0.00	162877.92
db5.1.00t	36	Mineral	0.02	818.28
db5.1.00t	36	Estéril	0.00	136635.16
db5.1.00t	37	Mineral	0.00	0.00
db5.1.00t	37	Estéril	0.00	103013.84
db5.1.00t	38	Mineral	0.00	0.00
db5.1.00t	38	Estéril	0.00	63195.45
db5.1.00t	39	Mineral	0.11	1268.18
db5.1.00t	39	Estéril	0.00	28666.75
db5.1.00t	40	Mineral	0.04	30.10
db5.1.00t	40	Estéril	0.00	1150.77
db5.1.00t	41	Mineral	0.02	0.97
db5.1.00t	41	Estéril	0.00	0.84

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	32	Mineral	0.05	109212.81
db6.1.00t	32	Estéril	0.00	595002.77
db6.1.00t	33	Mineral	0.05	110265.11
db6.1.00t	33	Estéril	0.00	598298.52
db6.1.00t	34	Mineral	0.05	118768.45
db6.1.00t	34	Estéril	0.00	548586.18
db6.1.00t	35	Mineral	0.04	99595.04
db6.1.00t	35	Estéril	0.00	450260.36
db6.1.00t	36	Mineral	0.04	75596.23
db6.1.00t	36	Estéril	0.00	391167.70
db6.1.00t	37	Mineral	0.07	39110.76
db6.1.00t	37	Estéril	0.00	366808.56
db6.1.00t	38	Mineral	0.15	17874.85
db6.1.00t	38	Estéril	0.00	287732.02
db6.1.00t	39	Mineral	0.11	9250.56
db6.1.00t	39	Estéril	0.00	183275.66
db6.1.00t	40	Mineral	0.04	1324.73
db6.1.00t	40	Estéril	0.00	64088.03

db6.1.00t	41	Mineral	0.02	27.66
db6.1.00t	41	Estéril	0.00	338.22

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	32	Mineral	0.04	100334.15
db7.1.00t	32	Estéril	0.00	127197.59
db7.1.00t	33	Mineral	0.04	89931.79
db7.1.00t	33	Estéril	0.00	140105.19
db7.1.00t	34	Mineral	0.04	89287.35
db7.1.00t	34	Estéril	0.00	129402.22
db7.1.00t	35	Mineral	0.03	66884.50
db7.1.00t	35	Estéril	0.00	112464.75
db7.1.00t	36	Mineral	0.04	24800.77
db7.1.00t	36	Estéril	0.00	104194.55
db7.1.00t	37	Mineral	0.14	4841.84
db7.1.00t	37	Estéril	0.00	57989.13
db7.1.00t	38	Mineral	0.16	2712.19
db7.1.00t	38	Estéril	0.00	53685.20
db7.1.00t	39	Mineral	0.11	1592.75
db7.1.00t	39	Estéril	0.00	49683.64
db7.1.00t	40	Mineral	0.04	276.69
db7.1.00t	40	Estéril	0.00	33815.19
db7.1.00t	41	Mineral	0.02	29.68
db7.1.00t	41	Estéril	0.00	306.53

- Año 2 – Nivelación de plataformas**

Tabla 9.25. Detalle de secuencia de extracción año 2 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	29	Mineral	0.10	611288.46
db1.1.00t	29	Estéril	0.01	353686.75
db1.1.00t	30	Mineral	0.11	508094.15
db1.1.00t	30	Estéril	0.00	200296.85
db1.1.00t	31	Mineral	0.11	501178.68
db1.1.00t	31	Estéril	0.01	125985.00

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	29	Mineral	0.06	657918.54

db2.1.00t	29	Estéril	0.01	401266.67
db2.1.00t	30	Mineral	0.06	728960.54
db2.1.00t	30	Estéril	0.00	324580.30
db2.1.00t	31	Mineral	0.08	793931.38
db2.1.00t	31	Estéril	0.01	261098.38

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	29	Mineral	0.04	1030141.49
db3.1.00t	29	Estéril	0.01	507473.34
db3.1.00t	30	Mineral	0.04	711111.95
db3.1.00t	30	Estéril	0.01	308421.44
db3.1.00t	31	Mineral	0.04	379519.92
db3.1.00t	31	Estéril	0.01	126396.32

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	29	Mineral	0.05	593856.84
db4.1.00t	29	Estéril	0.01	464238.38
db4.1.00t	30	Mineral	0.05	558247.11
db4.1.00t	30	Estéril	0.00	288381.90
db4.1.00t	31	Mineral	0.05	324745.47
db4.1.00t	31	Estéril	0.01	191836.15

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	29	Mineral	0.07	274782.56
db5.1.00t	29	Estéril	0.01	352392.94
db5.1.00t	30	Mineral	0.08	247167.93
db5.1.00t	30	Estéril	0.00	360313.47
db5.1.00t	31	Mineral	0.08	218368.73
db5.1.00t	31	Estéril	0.00	343738.06

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	29	Mineral	0.04	176993.54
db6.1.00t	29	Estéril	0.00	538768.53
db6.1.00t	30	Mineral	0.04	177882.81
db6.1.00t	30	Estéril	0.00	541117.28
db6.1.00t	31	Mineral	0.04	144981.42
db6.1.00t	31	Estéril	0.00	551566.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	29	Mineral	0.03	114999.72
db7.1.00t	29	Estéril	0.00	151557.96
db7.1.00t	30	Mineral	0.04	124139.01
db7.1.00t	30	Estéril	0.00	117324.92
db7.1.00t	31	Mineral	0.04	114726.14
db7.1.00t	31	Estéril	0.00	104332.26

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	28	Mineral	0.09	604318.45
db1.1.00t	28	Estéril	0.01	270937.69

- Año 3 – Extracción de pits**

Tabla 9.26. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	22	Mineral	0.11	269540.87
db1.1.00t	22	Estéril	0.01	162.40
db1.1.00t	23	Mineral	0.10	340712.70
db1.1.00t	23	Estéril	0.01	6260.41
db1.1.00t	24	Mineral	0.09	409921.26
db1.1.00t	24	Estéril	0.01	22121.54
db1.1.00t	25	Mineral	0.11	450480.41
db1.1.00t	25	Estéril	0.01	73558.94
db1.1.00t	26	Mineral	0.11	489011.40
db1.1.00t	26	Estéril	0.01	129540.66
db1.1.00t	27	Mineral	0.11	523197.80
db1.1.00t	27	Estéril	0.01	196631.65

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	23	Mineral	0.07	134398.99
db2.1.00t	23	Estéril	0.01	24728.64
db2.1.00t	24	Mineral	0.06	141944.59
db2.1.00t	24	Estéril	0.01	29872.48
db2.1.00t	25	Mineral	0.07	152199.85
db2.1.00t	25	Estéril	0.01	37499.06

db2.1.00t	26	Mineral	0.06	176110.08
db2.1.00t	26	Estéril	0.01	58530.36
db2.1.00t	27	Mineral	0.08	171326.04
db2.1.00t	27	Estéril	0.01	78244.40
db2.1.00t	28	Mineral	0.09	162382.56
db2.1.00t	28	Estéril	0.01	78687.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	26	Mineral	0.04	1121928.18
db3.1.00t	26	Estéril	0.01	239554.44
db3.1.00t	27	Mineral	0.04	1121403.09
db3.1.00t	27	Estéril	0.01	441129.10
db3.1.00t	28	Mineral	0.04	1108271.45
db3.1.00t	28	Estéril	0.01	457571.94

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.2.00t	24	Mineral	0.06	319947.17
db2.2.00t	24	Estéril	0.01	14949.67
db2.2.00t	25	Mineral	0.06	397696.03
db2.2.00t	25	Estéril	0.01	24227.23
db2.2.00t	26	Mineral	0.06	413555.58
db2.2.00t	26	Estéril	0.01	105303.23
db2.2.00t	27	Mineral	0.06	419794.20
db2.2.00t	27	Estéril	0.01	200073.67
db2.2.00t	28	Mineral	0.05	463461.34
db2.2.00t	28	Estéril	0.01	262155.47

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.2.00t	23	Mineral	0.11	418143.97
db3.2.00t	23	Estéril	0.00	99666.43
db3.2.00t	24	Mineral	0.05	147720.26
db3.2.00t	24	Estéril	0.00	130957.19
db3.2.00t	25	Mineral	0.05	136173.68
db3.2.00t	25	Estéril	0.00	170950.90
db3.2.00t	26	Mineral	0.07	126750.97
db3.2.00t	26	Estéril	0.00	198268.81
db3.2.00t	27	Mineral	0.07	117431.29
db3.2.00t	27	Estéril	0.00	226246.51

db3.2.00t	28	Mineral	0.06	127725.15
db3.2.00t	28	Estéril	0.00	231131.99

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.2.00t	24	Mineral	0.06	56577.02
db4.2.00t	24	Estéril	0.00	172428.97
db4.2.00t	25	Mineral	0.06	50425.13
db4.2.00t	25	Estéril	0.00	178142.48
db4.2.00t	26	Mineral	0.05	49800.17
db4.2.00t	26	Estéril	0.00	189801.87
db4.2.00t	27	Mineral	0.05	50302.43
db4.2.00t	27	Estéril	0.00	196001.38
db4.2.00t	28	Mineral	0.05	54563.51
db4.2.00t	28	Estéril	0.00	184594.73

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.2.00t	26	Mineral	0.04	19771.44
db6.2.00t	26	Estéril	0.00	310292.36
db6.2.00t	27	Mineral	0.05	46001.21
db6.2.00t	27	Estéril	0.00	299049.36
db6.2.00t	28	Mineral	0.04	53377.81
db6.2.00t	28	Estéril	0.00	293292.92

- Año 4 – Extracción de pits**

Tabla 9.27. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	21	Mineral	0.15	186411.36
db1.1.00t	21	Estéril	0.00	0.00

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	19	Mineral	0.20	175057.49
db2.1.00t	19	Estéril	0.01	6.73
db2.1.00t	20	Mineral	0.15	246708.10
db2.1.00t	20	Estéril	0.01	4577.84
db2.1.00t	21	Mineral	0.08	136206.62
db2.1.00t	21	Estéril	0.01	10005.14

db2.1.00t	22	Mineral	0.07	129737.31
db2.1.00t	22	Estéril	0.01	15820.31

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	22	Mineral	0.06	907719.14
db3.1.00t	22	Estéril	0.00	50616.78
db3.1.00t	23	Mineral	0.05	968647.40
db3.1.00t	23	Estéril	0.01	84012.83
db3.1.00t	24	Mineral	0.05	1007294.82
db3.1.00t	24	Estéril	0.01	137700.65
db3.1.00t	25	Mineral	0.05	1112381.39
db3.1.00t	25	Estéril	0.01	169489.83

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	24	Mineral	0.05	661995.24
db4.1.00t	24	Estéril	0.01	283689.28
db4.1.00t	25	Mineral	0.04	694986.83
db4.1.00t	25	Estéril	0.01	322306.53
db4.1.00t	26	Mineral	0.04	699374.10
db4.1.00t	26	Estéril	0.01	374425.54
db4.1.00t	27	Mineral	0.04	684216.52
db4.1.00t	27	Estéril	0.01	447371.68
db4.1.00t	28	Mineral	0.05	605972.65
db4.1.00t	28	Estéril	0.01	588359.25

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	27	Mineral	0.03	347465.50
db5.1.00t	27	Estéril	0.01	429810.88
db5.1.00t	28	Mineral	0.03	269267.61
db5.1.00t	28	Estéril	0.01	482158.45

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.2.00t	21	Mineral	0.16	309853.36
db3.2.00t	21	Estéril	0.00	28016.35
db3.2.00t	22	Mineral	0.16	358009.92
db3.2.00t	22	Estéril	0.00	68510.97

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.2.00t	19	Mineral	0.14	222822.77
db4.2.00t	19	Estéril	0.00	76842.23
db4.2.00t	20	Mineral	0.12	300914.19
db4.2.00t	20	Estéril	0.00	84048.95
db4.2.00t	21	Mineral	0.10	53906.52
db4.2.00t	21	Estéril	0.00	91197.34
db4.2.00t	22	Mineral	0.11	63962.28
db4.2.00t	22	Estéril	0.00	141323.64
db4.2.00t	23	Mineral	0.08	62554.92
db4.2.00t	23	Estéril	0.00	155328.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.2.00t	21	Mineral	0.10	45179.70
db6.2.00t	21	Estéril	0.00	154844.98
db6.2.00t	22	Mineral	0.07	40284.40
db6.2.00t	22	Estéril	0.00	185121.22
db6.2.00t	23	Mineral	0.04	29199.26
db6.2.00t	23	Estéril	0.00	235105.17
db6.2.00t	24	Mineral	0.05	39567.99
db6.2.00t	24	Estéril	0.00	245178.27
db6.2.00t	25	Mineral	0.04	36832.55
db6.2.00t	25	Estéril	0.00	281001.58

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	24	Mineral	0.03	67597.57
db7.2.00t	24	Estéril	0.00	160884.72
db7.2.00t	25	Mineral	0.03	51975.69
db7.2.00t	25	Estéril	0.00	175274.51
db7.2.00t	26	Mineral	0.03	46075.50
db7.2.00t	26	Estéril	0.00	186573.13
db7.2.00t	27	Mineral	0.04	76554.71
db7.2.00t	27	Estéril	0.00	227365.15
db7.2.00t	28	Mineral	0.04	80242.11
db7.2.00t	28	Estéril	0.00	237290.17

- Año 5 – Extracción de pits

Tabla 9.28. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	18	Mineral	0.15	315836.19
db3.1.00t	18	Estéril	0.00	18021.42
db3.1.00t	19	Mineral	0.08	223754.98
db3.1.00t	19	Estéril	0.01	18963.96
db3.1.00t	20	Mineral	0.08	546556.63
db3.1.00t	20	Estéril	0.01	30529.89
db3.1.00t	21	Mineral	0.07	668382.90
db3.1.00t	21	Estéril	0.01	43993.51

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	20	Mineral	0.05	787109.44
db4.1.00t	20	Estéril	0.01	73651.27
db4.1.00t	21	Mineral	0.05	747978.92
db4.1.00t	21	Estéril	0.01	112101.76
db4.1.00t	22	Mineral	0.04	651593.44
db4.1.00t	22	Estéril	0.01	185084.84
db4.1.00t	23	Mineral	0.05	620792.16
db4.1.00t	23	Estéril	0.01	242498.59

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	23	Mineral	0.05	593294.64
db5.1.00t	23	Estéril	0.01	330659.88
db5.1.00t	24	Mineral	0.04	493479.49
db5.1.00t	24	Estéril	0.01	401851.22
db5.1.00t	25	Mineral	0.03	431030.05
db5.1.00t	25	Estéril	0.01	432087.92
db5.1.00t	26	Mineral	0.03	420048.89
db5.1.00t	26	Estéril	0.01	422844.15

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	25	Mineral	0.04	128718.64
db6.1.00t	25	Estéril	0.00	826002.02
db6.1.00t	26	Mineral	0.04	142904.60
db6.1.00t	26	Estéril	0.00	911343.73
db6.1.00t	27	Mineral	0.04	123590.80

db6.1.00t	27	Estéril	0.00	905982.71
db6.1.00t	28	Mineral	0.04	73635.71
db6.1.00t	28	Estéril	0.00	954313.03

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	26	Mineral	0.04	154054.54
db7.1.00t	26	Estéril	0.00	495509.93
db7.1.00t	27	Mineral	0.04	78443.67
db7.1.00t	27	Estéril	0.00	588457.66
db7.1.00t	28	Mineral	0.04	22910.87
db7.1.00t	28	Estéril	0.00	643254.54

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.2.00t	18	Mineral	0.14	223002.50
db6.2.00t	18	Estéril	0.00	119181.80
db6.2.00t	19	Mineral	0.07	69146.05
db6.2.00t	19	Estéril	0.00	77336.61
db6.2.00t	20	Mineral	0.07	56388.50
db6.2.00t	20	Estéril	0.00	115734.70

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	18	Mineral	0.06	76560.10
db7.2.00t	18	Estéril	0.00	87588.26
db7.2.00t	19	Mineral	0.05	83235.73
db7.2.00t	19	Estéril	0.00	102039.44
db7.2.00t	20	Mineral	0.06	108050.32
db7.2.00t	20	Estéril	0.00	102380.58
db7.2.00t	21	Mineral	0.08	94150.02
db7.2.00t	21	Estéril	0.00	139236.45
db7.2.00t	22	Mineral	0.05	68763.30
db7.2.00t	22	Estéril	0.00	145709.82
db7.2.00t	23	Mineral	0.02	59822.62
db7.2.00t	23	Estéril	0.00	163200.83

- Año 6 – Extracción de pits

Tabla 9.29. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	14	Mineral	0.08	292410.73
db4.1.00t	14	Estéril	0.00	7373.68
db4.1.00t	15	Mineral	0.08	371444.06
db4.1.00t	15	Estéril	0.00	6376.26
db4.1.00t	16	Mineral	0.07	460924.93
db4.1.00t	16	Estéril	0.02	4256.59
db4.1.00t	17	Mineral	0.08	960055.76
db4.1.00t	17	Estéril	0.00	84728.48
db4.1.00t	18	Mineral	0.05	824335.64
db4.1.00t	18	Estéril	0.01	54063.36
db4.1.00t	19	Mineral	0.05	894819.51
db4.1.00t	19	Estéril	0.01	64213.88

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	17	Mineral	0.04	596694.38
db5.1.00t	17	Estéril	0.01	121699.36
db5.1.00t	18	Mineral	0.05	599097.48
db5.1.00t	18	Estéril	0.01	154621.50
db5.1.00t	19	Mineral	0.05	591507.44
db5.1.00t	19	Estéril	0.01	182511.65
db5.1.00t	20	Mineral	0.04	551992.15
db5.1.00t	20	Estéril	0.01	217521.32
db5.1.00t	21	Mineral	0.04	566508.37
db5.1.00t	21	Estéril	0.01	265519.51
db5.1.00t	22	Mineral	0.04	623974.47
db5.1.00t	22	Estéril	0.01	281172.69

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	20	Mineral	0.03	283076.59
db6.1.00t	20	Estéril	0.00	530231.84
db6.1.00t	21	Mineral	0.04	318385.93
db6.1.00t	21	Estéril	0.00	546542.80
db6.1.00t	22	Mineral	0.03	226764.59
db6.1.00t	22	Estéril	0.00	616341.58
db6.1.00t	23	Mineral	0.04	177318.02
db6.1.00t	23	Estéril	0.00	709080.93

db6.1.00t	24	Mineral	0.04	117191.33
db6.1.00t	24	Estéril	0.00	824623.54

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	21	Mineral	0.04	314553.99
db7.1.00t	21	Estéril	0.00	338187.70
db7.1.00t	22	Mineral	0.03	272639.13
db7.1.00t	22	Estéril	0.00	368144.03
db7.1.00t	23	Mineral	0.04	288915.88
db7.1.00t	23	Estéril	0.00	363140.88
db7.1.00t	24	Mineral	0.04	273867.84
db7.1.00t	24	Estéril	0.00	387208.75
db7.1.00t	25	Mineral	0.05	165667.37
db7.1.00t	25	Estéril	0.00	479660.39

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	17	Mineral	0.12	236813.90
db7.2.00t	17	Estéril	0.00	171639.14

- Año 7 – Extracción de pits**

Tabla 9.30. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	11	Mineral	0.08	375566.51
db5.1.00t	11	Estéril	0.01	10401.53
db5.1.00t	12	Mineral	0.08	451625.08
db5.1.00t	12	Estéril	0.00	22122.05
db5.1.00t	13	Mineral	0.08	834377.15
db5.1.00t	13	Estéril	0.00	20749.47
db5.1.00t	14	Mineral	0.08	692093.20
db5.1.00t	14	Estéril	0.00	27822.57
db5.1.00t	15	Mineral	0.07	799742.12
db5.1.00t	15	Estéril	0.01	48446.92
db5.1.00t	16	Mineral	0.06	902388.18
db5.1.00t	16	Estéril	0.01	78652.55

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	14	Mineral	0.04	576198.72
db6.1.00t	14	Estéril	0.01	227146.80
db6.1.00t	15	Mineral	0.06	582870.47
db6.1.00t	15	Estéril	0.00	282892.56
db6.1.00t	16	Mineral	0.07	548921.40
db6.1.00t	16	Estéril	0.00	310910.89
db6.1.00t	17	Mineral	0.08	454945.63
db6.1.00t	17	Estéril	0.00	407632.61
db6.1.00t	18	Mineral	0.04	388655.05
db6.1.00t	18	Estéril	0.01	468165.01
db6.1.00t	19	Mineral	0.04	353177.90
db6.1.00t	19	Estéril	0.01	516456.47

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	15	Mineral	0.05	301727.62
db7.1.00t	15	Estéril	0.00	206281.52
db7.1.00t	16	Mineral	0.05	323101.12
db7.1.00t	16	Estéril	0.00	211451.05
db7.1.00t	17	Mineral	0.04	255492.60
db7.1.00t	17	Estéril	0.00	287317.55
db7.1.00t	18	Mineral	0.03	237050.16
db7.1.00t	18	Estéril	0.01	338338.44
db7.1.00t	19	Mineral	0.03	327477.56
db7.1.00t	19	Estéril	0.01	285168.12
db7.1.00t	20	Mineral	0.04	360747.99
db7.1.00t	20	Estéril	0.01	304896.21

- **Año 8 – Extracción de pits**

Tabla 9.31. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	8	Mineral	0.07	580298.92
db6.1.00t	8	Estéril	0.00	67361.48
db6.1.00t	9	Mineral	0.07	660849.23
db6.1.00t	9	Estéril	0.01	94314.33
db6.1.00t	10	Mineral	0.06	998459.98
db6.1.00t	10	Estéril	0.01	154306.31

db6.1.00t	11	Mineral	0.06	774157.63
db6.1.00t	11	Estéril	0.00	145805.42
db6.1.00t	12	Mineral	0.07	826475.34
db6.1.00t	12	Estéril	0.00	177670.03
db6.1.00t	13	Mineral	0.04	591255.67
db6.1.00t	13	Estéril	0.00	190538.21

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	9	Mineral	0.07	113125.56
db7.1.00t	9	Estéril	0.00	96065.50
db7.1.00t	10	Mineral	0.06	66426.73
db7.1.00t	10	Estéril	0.00	129817.40
db7.1.00t	11	Mineral	0.07	81520.79
db7.1.00t	11	Estéril	0.00	109604.97
db7.1.00t	12	Mineral	0.06	79711.69
db7.1.00t	12	Estéril	0.00	110146.55
db7.1.00t	13	Mineral	0.04	71533.98
db7.1.00t	13	Estéril	0.00	123478.66
db7.1.00t	14	Mineral	0.04	80804.79
db7.1.00t	14	Estéril	0.00	147631.61

- Año 9 – Extracción de pits**

Tabla 9.32. Detalle de secuencia de extracción año 9 para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	7	Mineral	0.06	465483.24
db6.1.00t	7	Estéril	0.00	82863.97

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	4	Mineral	0.06	220000.27
db7.1.00t	4	Estéril	0.00	60222.28
db7.1.00t	5	Mineral	0.04	269462.31
db7.1.00t	5	Estéril	0.01	94822.36
db7.1.00t	6	Mineral	0.04	364485.68
db7.1.00t	6	Estéril	0.01	85680.55
db7.1.00t	7	Mineral	0.10	42120.18
db7.1.00t	7	Estéril	0.00	63016.67
db7.1.00t	8	Mineral	0.08	63509.24
db7.1.00t	8	Estéril	0.00	66785.07

9.6. Anexo 6: Detalle secuencia de extracción metodología DBS sin restricciones

- Año 3 – Extracción de pits (Años 1 y 2 iguales a Anexo 3)

Tabla 9.33. Detalle de secuencia de extracción año 3 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
dbs1.1.00t	22	Mineral	0.11	269540.87
dbs1.1.00t	22	Estéril	0.01	162.40
dbs1.1.00t	23	Mineral	0.10	340712.70
dbs1.1.00t	23	Estéril	0.01	6260.41
dbs1.1.00t	24	Mineral	0.09	409921.26
dbs1.1.00t	24	Estéril	0.01	22121.54
dbs1.1.00t	25	Mineral	0.11	450480.41
dbs1.1.00t	25	Estéril	0.01	73558.94
dbs1.1.00t	26	Mineral	0.11	489011.40
dbs1.1.00t	26	Estéril	0.01	129540.66
dbs1.1.00t	27	Mineral	0.11	523197.80
dbs1.1.00t	27	Estéril	0.01	196631.65

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
dbs2.1.00t	23	Mineral	0.07	134398.99
dbs2.1.00t	23	Estéril	0.01	24728.64
dbs2.1.00t	24	Mineral	0.06	141944.59
dbs2.1.00t	24	Estéril	0.01	29872.48
dbs2.1.00t	25	Mineral	0.07	152199.85
dbs2.1.00t	25	Estéril	0.01	37499.06
dbs2.1.00t	26	Mineral	0.06	176110.08
dbs2.1.00t	26	Estéril	0.01	58530.36
dbs2.1.00t	27	Mineral	0.08	171326.04
dbs2.1.00t	27	Estéril	0.01	78244.40
dbs2.1.00t	28	Mineral	0.09	162382.56
dbs2.1.00t	28	Estéril	0.01	78687.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
dbs3.1.00t	26	Mineral	0.04	1121928.18
dbs3.1.00t	26	Estéril	0.01	239554.44
dbs3.1.00t	27	Mineral	0.04	1121403.09

db3.1.00t	27	Estéril	0.01	441129.10
db3.1.00t	28	Mineral	0.04	1108271.45
db3.1.00t	28	Estéril	0.01	457571.94

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.2.00t	24	Mineral	0.06	319947.17
db2.2.00t	24	Estéril	0.01	14949.67
db2.2.00t	25	Mineral	0.06	397696.03
db2.2.00t	25	Estéril	0.01	24227.23
db2.2.00t	26	Mineral	0.06	413555.58
db2.2.00t	26	Estéril	0.01	105303.23
db2.2.00t	27	Mineral	0.06	419794.20
db2.2.00t	27	Estéril	0.01	200073.67
db2.2.00t	28	Mineral	0.05	463461.34
db2.2.00t	28	Estéril	0.01	262155.47

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.2.00t	23	Mineral	0.11	418143.97
db3.2.00t	23	Estéril	0.00	99666.43
db3.2.00t	24	Mineral	0.05	147720.26
db3.2.00t	24	Estéril	0.00	130957.19
db3.2.00t	25	Mineral	0.05	136173.68
db3.2.00t	25	Estéril	0.00	170950.90
db3.2.00t	26	Mineral	0.07	126750.97
db3.2.00t	26	Estéril	0.00	198268.81
db3.2.00t	27	Mineral	0.07	117431.29
db3.2.00t	27	Estéril	0.00	226246.51
db3.2.00t	28	Mineral	0.06	127725.15
db3.2.00t	28	Estéril	0.00	231131.99

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.2.00t	24	Mineral	0.06	56577.02
db4.2.00t	24	Estéril	0.00	172428.97
db4.2.00t	25	Mineral	0.06	50425.13
db4.2.00t	25	Estéril	0.00	178142.48
db4.2.00t	26	Mineral	0.05	49800.17
db4.2.00t	26	Estéril	0.00	189801.87
db4.2.00t	27	Mineral	0.05	50302.43

db4.2.00t	27	Estéril	0.00	196001.38
db4.2.00t	28	Mineral	0.05	54563.51
db4.2.00t	28	Estéril	0.00	184594.73

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.2.00t	23	Mineral	0.04	29199.26
db6.2.00t	23	Estéril	0.00	235105.17
db6.2.00t	24	Mineral	0.05	39567.99
db6.2.00t	24	Estéril	0.00	245178.27
db6.2.00t	25	Mineral	0.04	36832.55
db6.2.00t	25	Estéril	0.00	281001.58
db6.2.00t	26	Mineral	0.04	19771.44
db6.2.00t	26	Estéril	0.00	310292.36
db6.2.00t	27	Mineral	0.05	46001.21
db6.2.00t	27	Estéril	0.00	299049.36
db6.2.00t	28	Mineral	0.04	53377.81
db6.2.00t	28	Estéril	0.00	293292.92

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	28	Mineral	0.04	80242.11
db7.2.00t	28	Estéril	0.00	237290.17

- **Año 4 – Extracción de pits**

Tabla 9.34. Detalle de secuencia de extracción año 4 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db1.1.00t	21	Mineral	0.15	186411.36
db1.1.00t	21	Estéril	0.00	0.00

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db2.1.00t	19	Mineral	0.20	175057.49
db2.1.00t	19	Estéril	0.01	6.73
db2.1.00t	20	Mineral	0.15	246708.10
db2.1.00t	20	Estéril	0.01	4577.84
db2.1.00t	21	Mineral	0.08	136206.62
db2.1.00t	21	Estéril	0.01	10005.14

db2.1.00t	22	Mineral	0.07	129737.31
db2.1.00t	22	Estéril	0.01	15820.31

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	22	Mineral	0.06	907719.14
db3.1.00t	22	Estéril	0.00	50616.78
db3.1.00t	23	Mineral	0.05	968647.40
db3.1.00t	23	Estéril	0.01	84012.83
db3.1.00t	24	Mineral	0.05	1007294.82
db3.1.00t	24	Estéril	0.01	137700.65
db3.1.00t	25	Mineral	0.05	1112381.39
db3.1.00t	25	Estéril	0.01	169489.83

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	24	Mineral	0.05	661995.24
db4.1.00t	24	Estéril	0.01	283689.28
db4.1.00t	25	Mineral	0.04	694986.83
db4.1.00t	25	Estéril	0.01	322306.53
db4.1.00t	26	Mineral	0.04	699374.10
db4.1.00t	26	Estéril	0.01	374425.54
db4.1.00t	27	Mineral	0.04	684216.52
db4.1.00t	27	Estéril	0.01	447371.68
db4.1.00t	28	Mineral	0.05	605972.65
db4.1.00t	28	Estéril	0.01	588359.25

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	27	Mineral	0.03	347465.50
db5.1.00t	27	Estéril	0.01	429810.88
db5.1.00t	28	Mineral	0.03	269267.61
db5.1.00t	28	Estéril	0.01	482158.45

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.2.00t	21	Mineral	0.16	309853.36
db3.2.00t	21	Estéril	0.00	28016.35
db3.2.00t	22	Mineral	0.16	358009.92
db3.2.00t	22	Estéril	0.00	68510.97

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.2.00t	19	Mineral	0.14	222822.77
db4.2.00t	19	Estéril	0.00	76842.23
db4.2.00t	20	Mineral	0.12	300914.19
db4.2.00t	20	Estéril	0.00	84048.95
db4.2.00t	21	Mineral	0.10	53906.52
db4.2.00t	21	Estéril	0.00	91197.34
db4.2.00t	22	Mineral	0.11	63962.28
db4.2.00t	22	Estéril	0.00	141323.64
db4.2.00t	23	Mineral	0.08	62554.92
db4.2.00t	23	Estéril	0.00	155328.67

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.2.00t	18	Mineral	0.14	223002.50
db6.2.00t	18	Estéril	0.00	119181.80
db6.2.00t	19	Mineral	0.07	69146.05
db6.2.00t	19	Estéril	0.00	77336.61
db6.2.00t	20	Mineral	0.07	56388.50
db6.2.00t	20	Estéril	0.00	115734.70
db6.2.00t	21	Mineral	0.10	45179.70
db6.2.00t	21	Estéril	0.00	154844.98
db6.2.00t	22	Mineral	0.07	40284.40
db6.2.00t	22	Estéril	0.00	185121.22

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	22	Mineral	0.05	68763.30
db7.2.00t	22	Estéril	0.00	145709.82
db7.2.00t	23	Mineral	0.02	59822.62
db7.2.00t	23	Estéril	0.00	163200.83
db7.2.00t	24	Mineral	0.03	67597.57
db7.2.00t	24	Estéril	0.00	160884.72
db7.2.00t	25	Mineral	0.03	51975.69
db7.2.00t	25	Estéril	0.00	175274.51
db7.2.00t	26	Mineral	0.03	46075.50
db7.2.00t	26	Estéril	0.00	186573.13
db7.2.00t	27	Mineral	0.04	76554.71
db7.2.00t	27	Estéril	0.00	227365.15

- Año 5 – Extracción de pits

Tabla 9.35. Detalle de secuencia de extracción año 5 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior				
	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db3.1.00t	18	Mineral	0.15	315836.19
db3.1.00t	18	Estéril	0.00	18021.42
db3.1.00t	19	Mineral	0.08	223754.98
db3.1.00t	19	Estéril	0.01	18963.96
db3.1.00t	20	Mineral	0.08	546556.63
db3.1.00t	20	Estéril	0.01	30529.89
db3.1.00t	21	Mineral	0.07	668382.90
db3.1.00t	21	Estéril	0.01	43993.51

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	20	Mineral	0.05	787109.44
db4.1.00t	20	Estéril	0.01	73651.27
db4.1.00t	21	Mineral	0.05	747978.92
db4.1.00t	21	Estéril	0.01	112101.76
db4.1.00t	22	Mineral	0.04	651593.44
db4.1.00t	22	Estéril	0.01	185084.84
db4.1.00t	23	Mineral	0.05	620792.16
db4.1.00t	23	Estéril	0.01	242498.59

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	22	Mineral	0.04	623974.47
db5.1.00t	22	Estéril	0.01	281172.69
db5.1.00t	23	Mineral	0.05	593294.64
db5.1.00t	23	Estéril	0.01	330659.88
db5.1.00t	24	Mineral	0.04	493479.49
db5.1.00t	24	Estéril	0.01	401851.22
db5.1.00t	25	Mineral	0.03	431030.05
db5.1.00t	25	Estéril	0.01	432087.92
db5.1.00t	26	Mineral	0.03	420048.89
db5.1.00t	26	Estéril	0.01	422844.15

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	25	Mineral	0.04	128718.64
db6.1.00t	25	Estéril	0.00	826002.02

db6.1.00t	26	Mineral	0.04	142904.60
db6.1.00t	26	Estéril	0.00	911343.73
db6.1.00t	27	Mineral	0.04	123590.80
db6.1.00t	27	Estéril	0.00	905982.71
db6.1.00t	28	Mineral	0.04	73635.71
db6.1.00t	28	Estéril	0.00	954313.03

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	26	Mineral	0.04	154054.54
db7.1.00t	26	Estéril	0.00	495509.93
db7.1.00t	27	Mineral	0.04	78443.67
db7.1.00t	27	Estéril	0.00	588457.66
db7.1.00t	28	Mineral	0.04	22910.87
db7.1.00t	28	Estéril	0.00	643254.54

Pit Superior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.2.00t	17	Mineral	0.12	236813.90
db7.2.00t	17	Estéril	0.00	171639.14
db7.2.00t	18	Mineral	0.06	76560.10
db7.2.00t	18	Estéril	0.00	87588.26
db7.2.00t	19	Mineral	0.05	83235.73
db7.2.00t	19	Estéril	0.00	102039.44
db7.2.00t	20	Mineral	0.06	108050.32
db7.2.00t	20	Estéril	0.00	102380.58
db7.2.00t	21	Mineral	0.08	94150.02
db7.2.00t	21	Estéril	0.00	139236.45

- Año 6 – Extracción de pits**

Tabla 9.36. Detalle de secuencia de extracción año 6 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db4.1.00t	14	Mineral	0.08	292410.73
db4.1.00t	14	Estéril	0.00	7373.68
db4.1.00t	15	Mineral	0.08	371444.06
db4.1.00t	15	Estéril	0.00	6376.26
db4.1.00t	16	Mineral	0.07	460924.93

db4.1.00t	16	Estéril	0.02	4256.59
db4.1.00t	17	Mineral	0.08	960055.76
db4.1.00t	17	Estéril	0.00	84728.48
db4.1.00t	18	Mineral	0.05	824335.64
db4.1.00t	18	Estéril	0.01	54063.36
db4.1.00t	19	Mineral	0.05	894819.51
db4.1.00t	19	Estéril	0.01	64213.88

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db5.1.00t	16	Mineral	0.06	902388.18
db5.1.00t	16	Estéril	0.01	78652.55
db5.1.00t	17	Mineral	0.04	596694.38
db5.1.00t	17	Estéril	0.01	121699.36
db5.1.00t	18	Mineral	0.05	599097.48
db5.1.00t	18	Estéril	0.01	154621.50
db5.1.00t	19	Mineral	0.05	591507.44
db5.1.00t	19	Estéril	0.01	182511.65
db5.1.00t	20	Mineral	0.04	551992.15
db5.1.00t	20	Estéril	0.01	217521.32
db5.1.00t	21	Mineral	0.04	566508.37
db5.1.00t	21	Estéril	0.01	265519.51

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	20	Mineral	0.03	283076.59
db6.1.00t	20	Estéril	0.00	530231.84
db6.1.00t	21	Mineral	0.04	318385.93
db6.1.00t	21	Estéril	0.00	546542.80
db6.1.00t	22	Mineral	0.03	226764.59
db6.1.00t	22	Estéril	0.00	616341.58
db6.1.00t	23	Mineral	0.04	177318.02
db6.1.00t	23	Estéril	0.00	709080.93
db6.1.00t	24	Mineral	0.04	117191.33
db6.1.00t	24	Estéril	0.00	824623.54

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	21	Mineral	0.04	314553.99
db7.1.00t	21	Estéril	0.00	338187.70
db7.1.00t	22	Mineral	0.03	272639.13
db7.1.00t	22	Estéril	0.00	368144.03
db7.1.00t	23	Mineral	0.04	288915.88

db57.1.00t	23	Estéril	0.00	363140.88
db57.1.00t	24	Mineral	0.04	273867.84
db57.1.00t	24	Estéril	0.00	387208.75
db57.1.00t	25	Mineral	0.05	165667.37
db57.1.00t	25	Estéril	0.00	479660.39

- **Año 7 – Extracción de pits**

Tabla 9.37. Detalle de secuencia de extracción año 7 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db55.1.00t	11	Mineral	0.08	375566.51
db55.1.00t	11	Estéril	0.01	10401.53
db55.1.00t	12	Mineral	0.08	451625.08
db55.1.00t	12	Estéril	0.00	22122.05
db55.1.00t	13	Mineral	0.08	834377.15
db55.1.00t	13	Estéril	0.00	20749.47
db55.1.00t	14	Mineral	0.08	692093.20
db55.1.00t	14	Estéril	0.00	27822.57
db55.1.00t	15	Mineral	0.07	799742.12
db55.1.00t	15	Estéril	0.01	48446.92

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db56.1.00t	12	Mineral	0.07	826475.34
db56.1.00t	12	Estéril	0.00	177670.03
db56.1.00t	13	Mineral	0.04	591255.67
db56.1.00t	13	Estéril	0.00	190538.21
db56.1.00t	14	Mineral	0.04	576198.72
db56.1.00t	14	Estéril	0.01	227146.80
db56.1.00t	15	Mineral	0.06	582870.47
db56.1.00t	15	Estéril	0.00	282892.56
db56.1.00t	16	Mineral	0.07	548921.40
db56.1.00t	16	Estéril	0.00	310910.89
db56.1.00t	17	Mineral	0.08	454945.63
db56.1.00t	17	Estéril	0.00	407632.61
db56.1.00t	18	Mineral	0.04	388655.05
db56.1.00t	18	Estéril	0.01	468165.01
db56.1.00t	19	Mineral	0.04	353177.90
db56.1.00t	19	Estéril	0.01	516456.47

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	12	Mineral	0.06	79711.69
db7.1.00t	12	Estéril	0.00	110146.55
db7.1.00t	13	Mineral	0.04	71533.98
db7.1.00t	13	Estéril	0.00	123478.66
db7.1.00t	14	Mineral	0.04	80804.79
db7.1.00t	14	Estéril	0.00	147631.61
db7.1.00t	15	Mineral	0.05	301727.62
db7.1.00t	15	Estéril	0.00	206281.52
db7.1.00t	16	Mineral	0.05	323101.12
db7.1.00t	16	Estéril	0.00	211451.05
db7.1.00t	17	Mineral	0.04	255492.60
db7.1.00t	17	Estéril	0.00	287317.55
db7.1.00t	18	Mineral	0.03	237050.16
db7.1.00t	18	Estéril	0.01	338338.44
db7.1.00t	19	Mineral	0.03	327477.56
db7.1.00t	19	Estéril	0.01	285168.12
db7.1.00t	20	Mineral	0.04	360747.99
db7.1.00t	20	Estéril	0.01	304896.21

- **Año 8 – Extracción de pits**

Tabla 9.38. Detalle de secuencia de extracción año 8 para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Pit inferior

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db6.1.00t	7	Mineral	0.06	465483.24
db6.1.00t	7	Estéril	0.00	82863.97
db6.1.00t	8	Mineral	0.07	580298.92
db6.1.00t	8	Estéril	0.00	67361.48
db6.1.00t	9	Mineral	0.07	660849.23
db6.1.00t	9	Estéril	0.01	94314.33
db6.1.00t	10	Mineral	0.06	998459.98
db6.1.00t	10	Estéril	0.01	154306.31
db6.1.00t	11	Mineral	0.06	774157.63
db6.1.00t	11	Estéril	0.00	145805.42

	Banco	Clasificación	Ley del banco [oz/ton]	Tonelaje del banco [Ton]
db7.1.00t	4	Mineral	0.06	220000.27
db7.1.00t	4	Estéril	0.00	60222.28

db7.1.00t	5	Mineral	0.04	269462.31
db7.1.00t	5	Estéril	0.01	94822.36
db7.1.00t	6	Mineral	0.04	364485.68
db7.1.00t	6	Estéril	0.01	85680.55
db7.1.00t	7	Mineral	0.10	42120.18
db7.1.00t	7	Estéril	0.00	63016.67
db7.1.00t	8	Mineral	0.08	63509.24
db7.1.00t	8	Estéril	0.00	66785.07
db7.1.00t	9	Mineral	0.07	113125.56
db7.1.00t	9	Estéril	0.00	96065.50
db7.1.00t	10	Mineral	0.06	66426.73
db7.1.00t	10	Estéril	0.00	129817.40
db7.1.00t	11	Mineral	0.07	81520.79
db7.1.00t	11	Estéril	0.00	109604.97

9.7. Anexo 7: Plan de producción suavizado para ambas metodologías sin restricciones operacionales y dimensionamiento de sus camiones

- **Agendamiento Tradicional sin restricciones operacionales**

En la tabla 9.39 se aprecia el movimiento de material tanto de la planta como la mina para este caso sin restricciones y en la figura 9.1 su correspondiente plan de producción graficado:

Tabla 9.39. Detalle del plan de producción de la metodología tradicional sin restricciones operacionales

Periodo	Mina [Mtons/año]	Planta [Mtons/año]
1	16.62	8.04
2	16.67	9.68
3	16.91	9.98
4	16.69	9.28
5	16.88	9.22
6	16.72	10.00
7	12.86	9.66
8	4.52	3.35

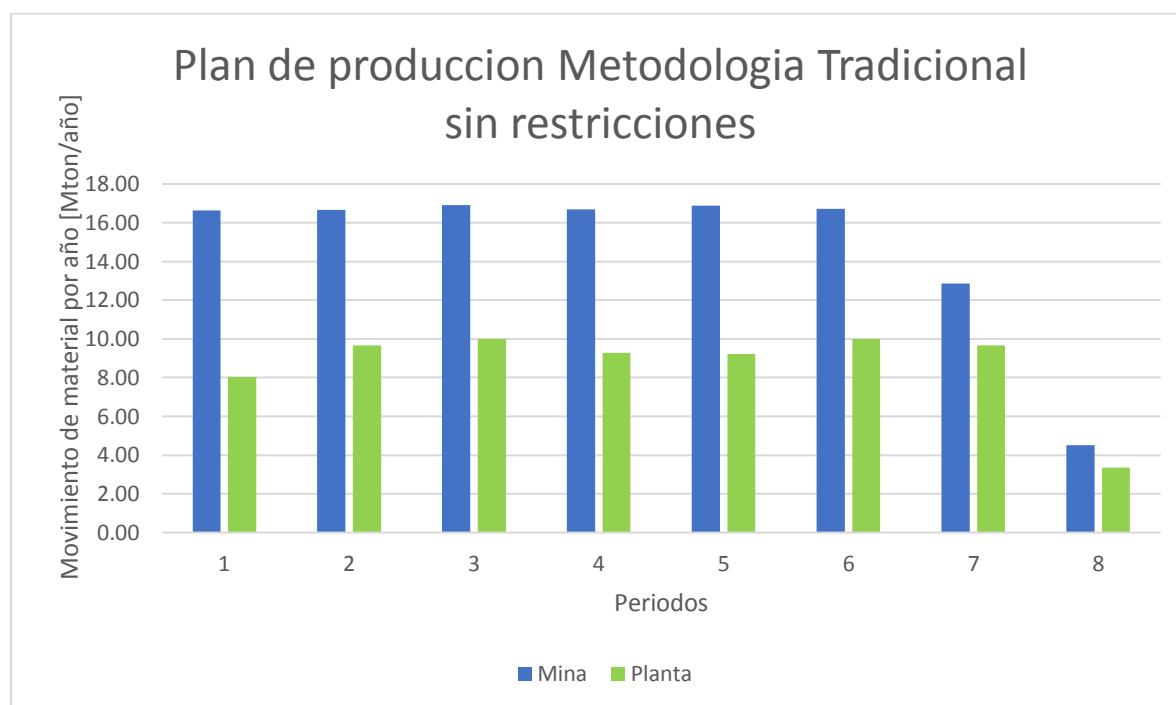


Figura 9.1. Plan de producción suavizado para la metodología tradicional sin restricciones operacionales

Se desprende de los resultados que la mina en su máxima capacidad reduce la duración de la vida en un año, además de suplir la capacidad planta en el año 7.

Para la metodología tradicional sin restricciones se muestra el resultado en la tabla 9.40:

Tabla 9.40. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipos	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Diesel [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.449
2	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.447
3	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.441
4	8	48	24	2073600.0	2770993.2	3680225.3	8524818.4	0.511
5	9	54	27	2332800.0	3117367.3	4140253.4	9590420.7	0.568
6	10	60	30	2592000.0	3463741.4	4600281.6	10656023.0	0.631
7	8	48	24	2073600.0	2770993.2	3680225.3	8524818.4	0.663
8	5	30	15	1296000.0	1731870.7	2300140.8	5328011.5	1.178
							Promedio	0.611

- **Agendamiento DBS sin restricciones operacionales**

Para el caso con restricciones se aprecia que desde el año 3 existe un déficit para lograr cumplir con la capacidad mina, por lo que desde este año se evaluara un nuevo plan de producción sin restricciones operacionales, el cual queda reflejado en la tabla 9.41 y la figura 9.2:

Tabla 9.41. Detalle de plan de producción para la metodología DBS sin restricciones operacionales

Periodo	Mina [Mtons/año]	Planta [Mtons/año]	Stocks [Mtons/año]
1	16.63	16.62	8.04
2	16.48	16.67	9.68
3	16.79	16.91	9.98
4	16.77	16.69	9.28
5	16.97	16.88	9.22
6	16.46	16.72	10.00
7	14.24	12.86	9.66
8	5.95	4.52	3.35

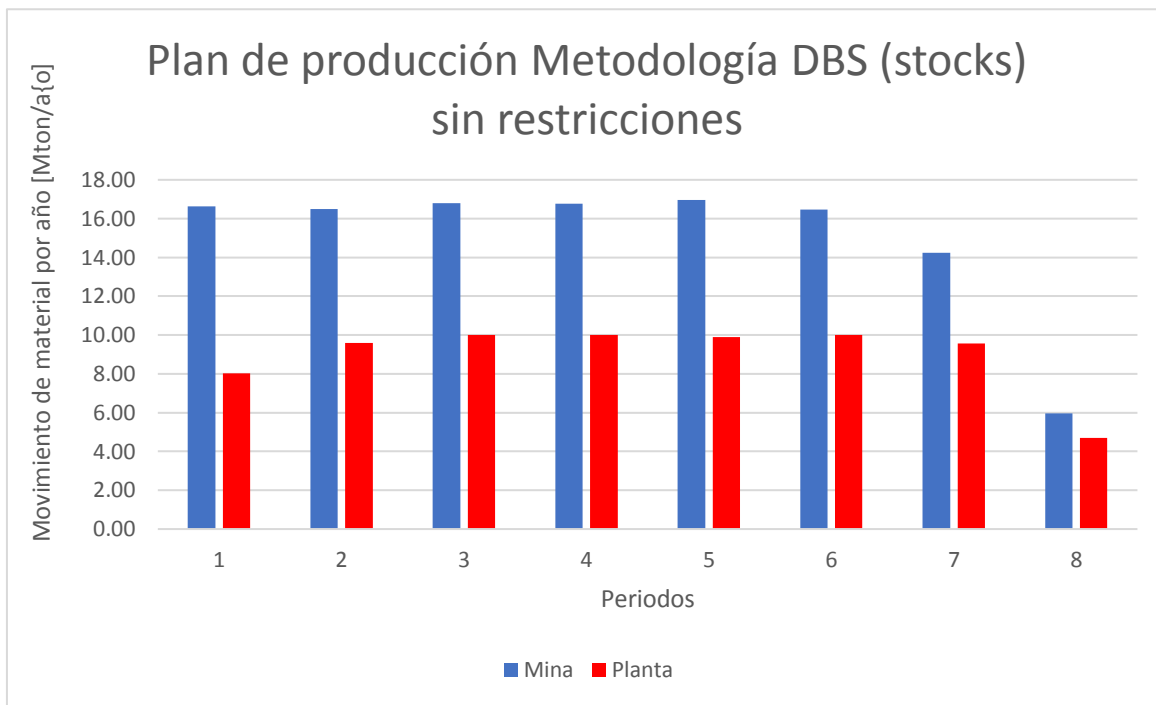


Figura 9.2. Plan de producción suavizado para la metodología DBS sin restricciones operacionales

Es posible apreciar que como ocurrió en la otra metodología, se redujo la vida de la mina en un año y con ello también se logró un mejor manejo de materiales tanto en mineral como estéril.

Para metodología DBS sin restricciones se pueden ver los resultados en la tabla 9.42:

Tabla 9.42. Análisis de costo operacional del área de transporte para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipos	Personal Operación	Personal Mantenimiento	Salario total [US\$]	Diesel [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.449
2	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	0.447
3	10	60	30	2592000.0	3463741.4	4600281.6	10656023.0	0.630
4	9	54	27	2332800.0	3117367.3	4140253.4	9590420.7	0.575
5	12	72	36	3110400.0	4156489.7	5520337.9	12787227.6	0.758
6	15	90	45	3888000.0	5195612.2	6900422.4	15984034.6	0.956
7	13	78	39	3369600.0	4502863.9	5980366.1	13852830.0	1.077
8	7	42	21	1814400.0	2424619.0	3220197.1	7459216.1	1.650

Promedio 0.723

9.8. Anexo 8: Detalle de imágenes para el desarrollo por años en la secuencia de extracción la metodología tradicional

A continuación, se presenta las imágenes de los 9 periodos de extracción para la metodología tradicional:

- Año 1

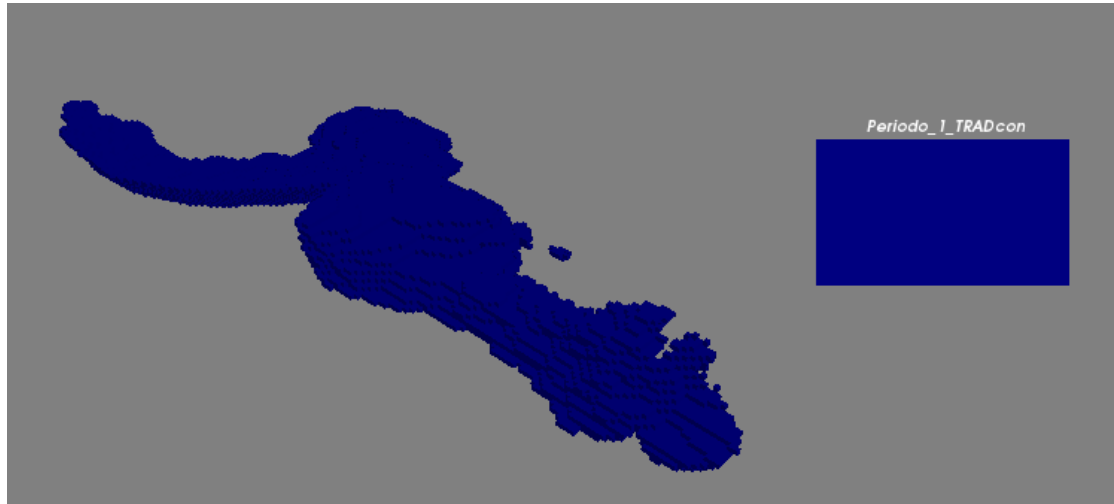


Figura 9.3. Gráfica de extracción realizada en el año 1 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 2



Figura 9.4. Gráfica de extracción realizada en el año 2 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 3

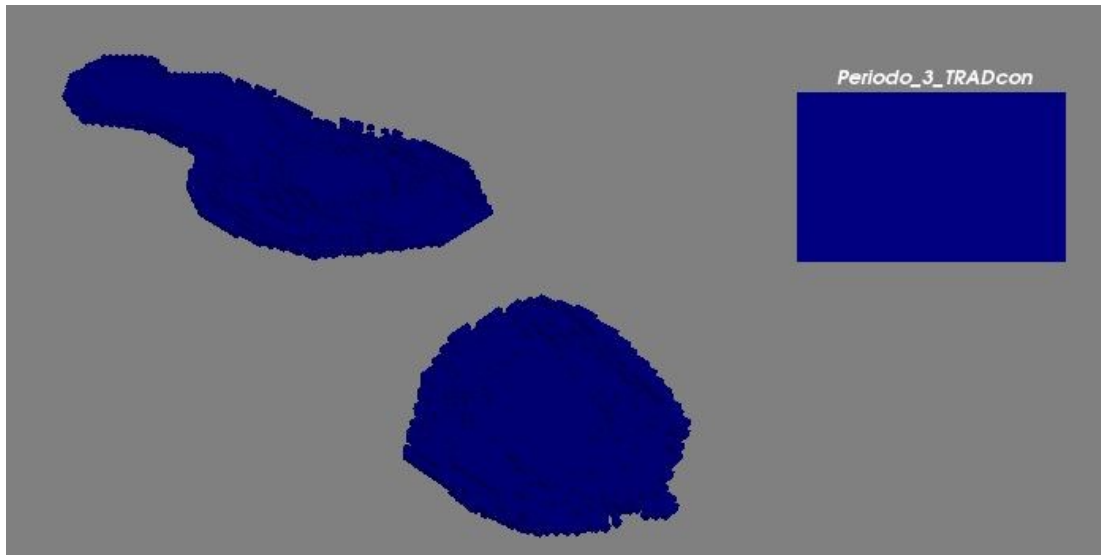


Figura 9.5. Gráfica de extracción realizada en el año 3 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 4

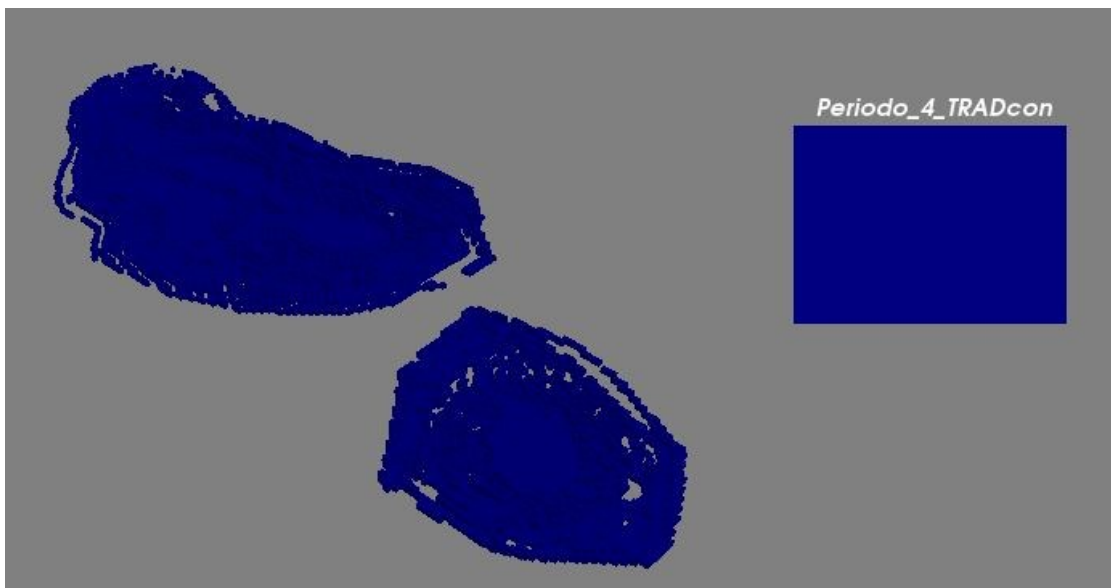


Figura 9.6. Gráfica de extracción realizada en el año 4 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 5

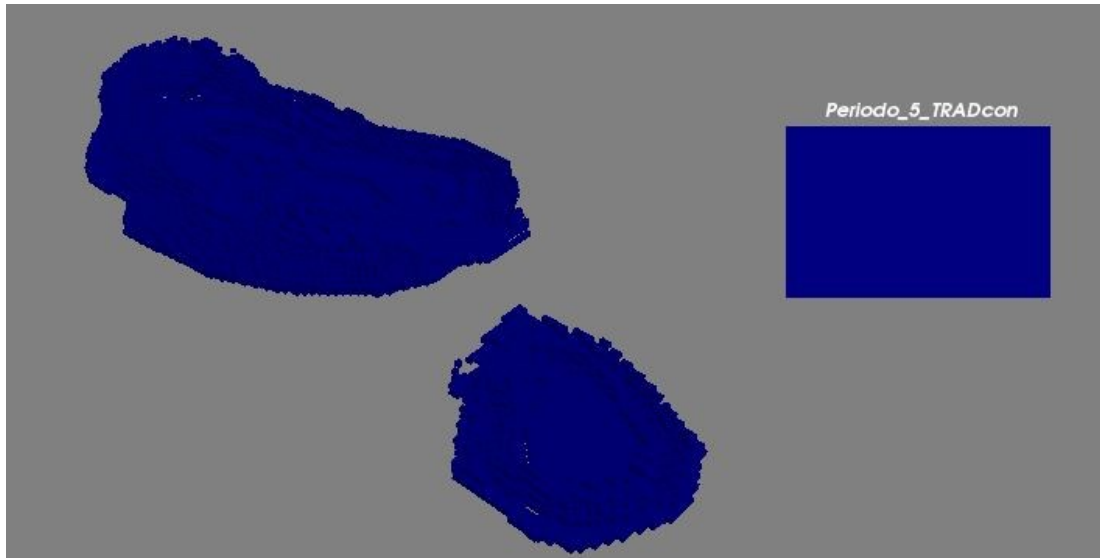


Figura 9.7. Gráfica de extracción realizada en el año 5 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 6

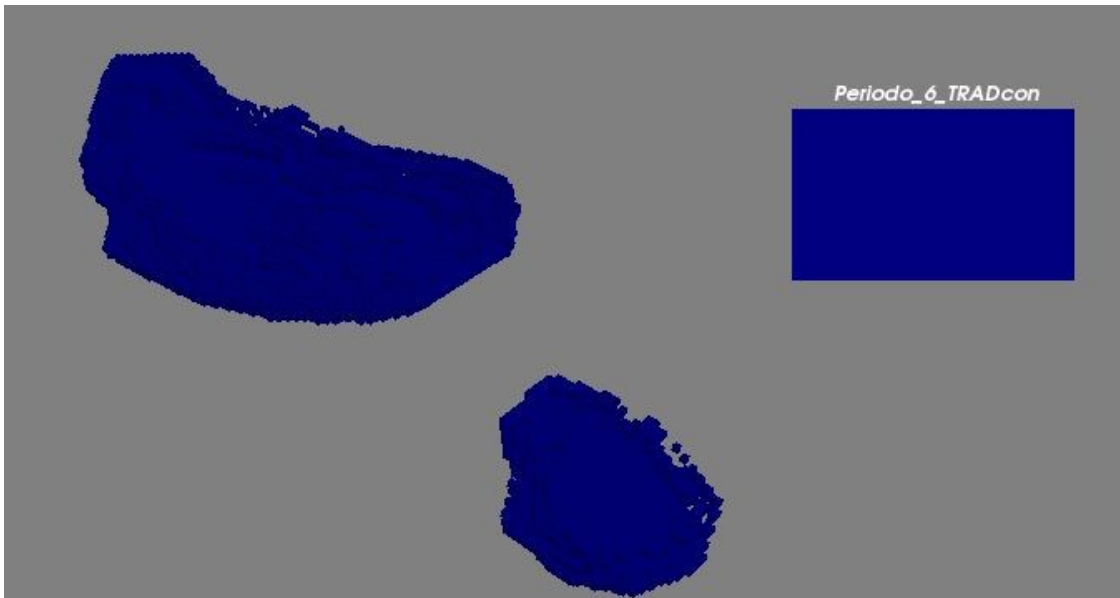


Figura 9.8. Gráfica de extracción realizada en el año 6 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 7

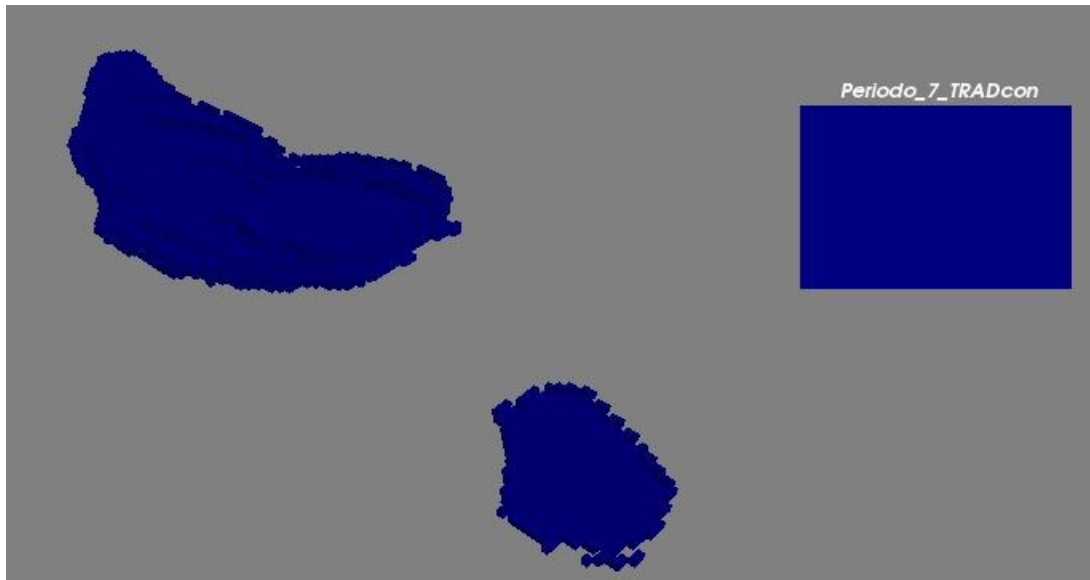


Figura 9.9. Gráfica de extracción realizada en el año 7 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 8

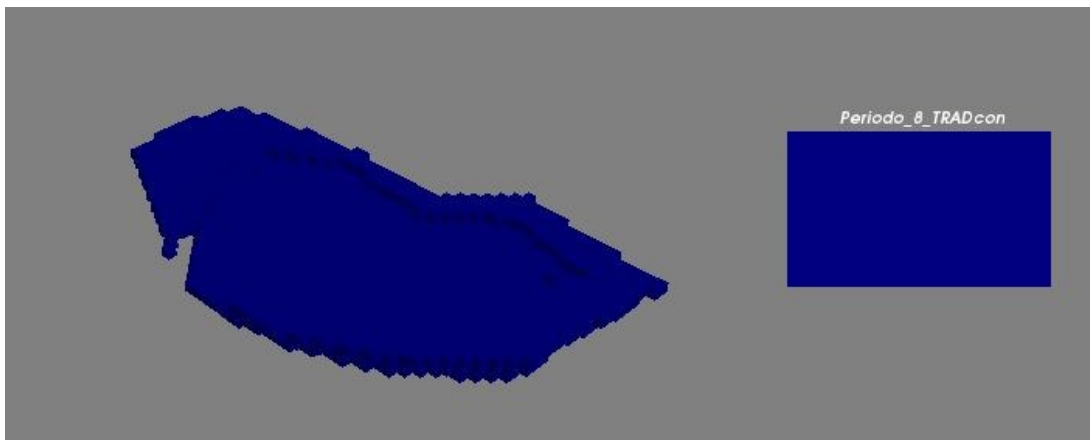


Figura 9.10. Gráfica de extracción realizada en el año 8 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Año 9

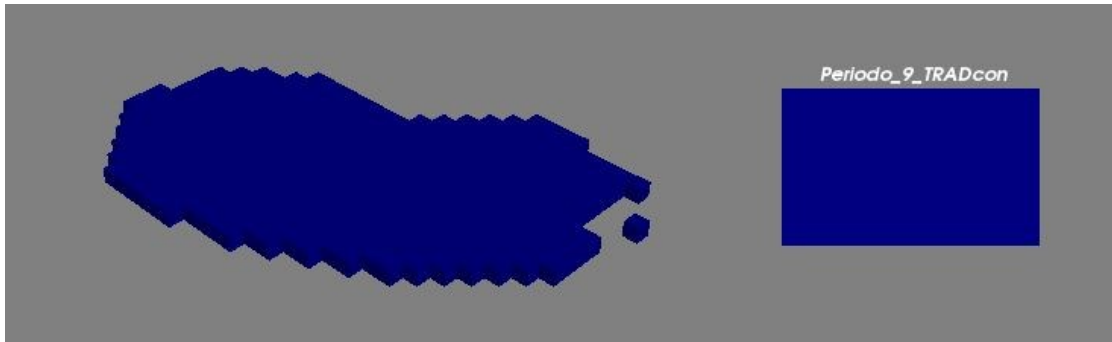


Figura 9.11. Gráfica de extracción realizada en el año 9 de la metodología tradicional con restricciones operacionales

- Vista isométrica todos los periodos

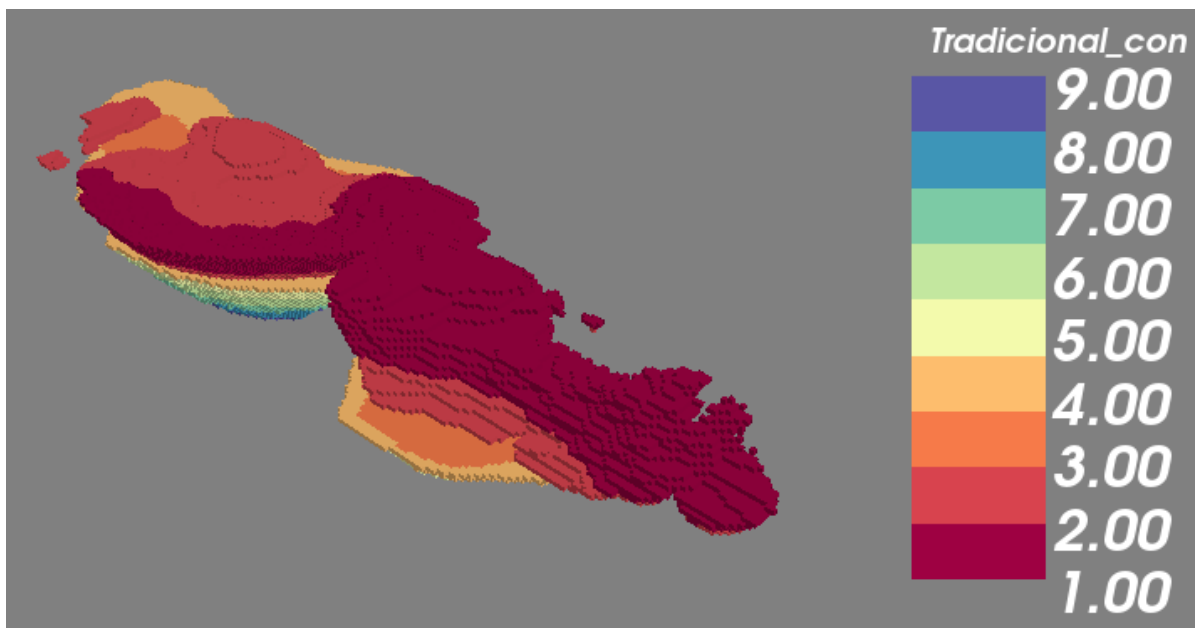


Figura 9.12. Vista isométrica de extracción realizada a lo largo de todos los periodos de la metodología tradicional con restricciones operacionales

9.9. Anexo 9: Detalle de imágenes para el desarrollo por años en la secuencia de extracción la metodología DBS

A continuación, se presenta las imágenes de los 9 periodos de extracción para la metodología DBS:

- Año 1

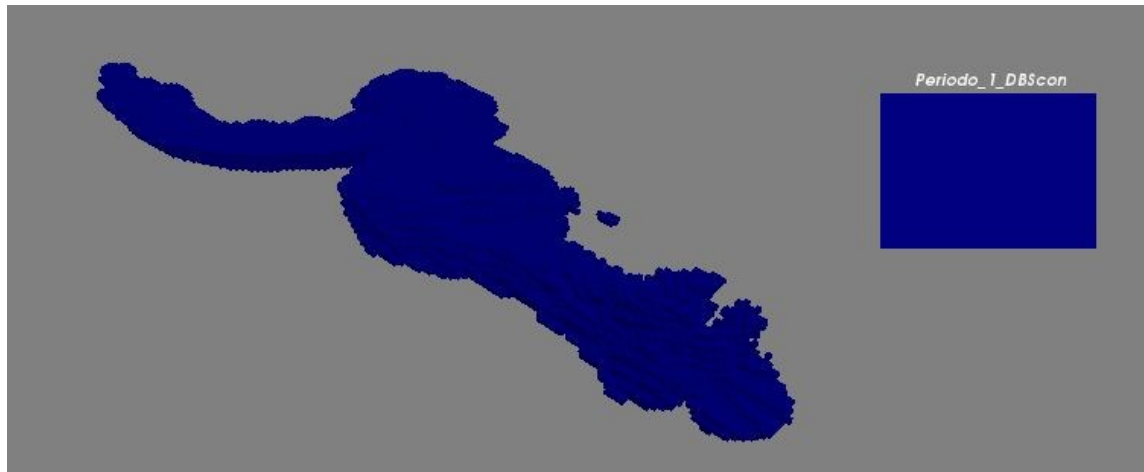


Figura 9.13. Gráfica de extracción realizada en el año 1 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 2



Figura 9.14. Gráfica de extracción realizada en el año 2 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 3

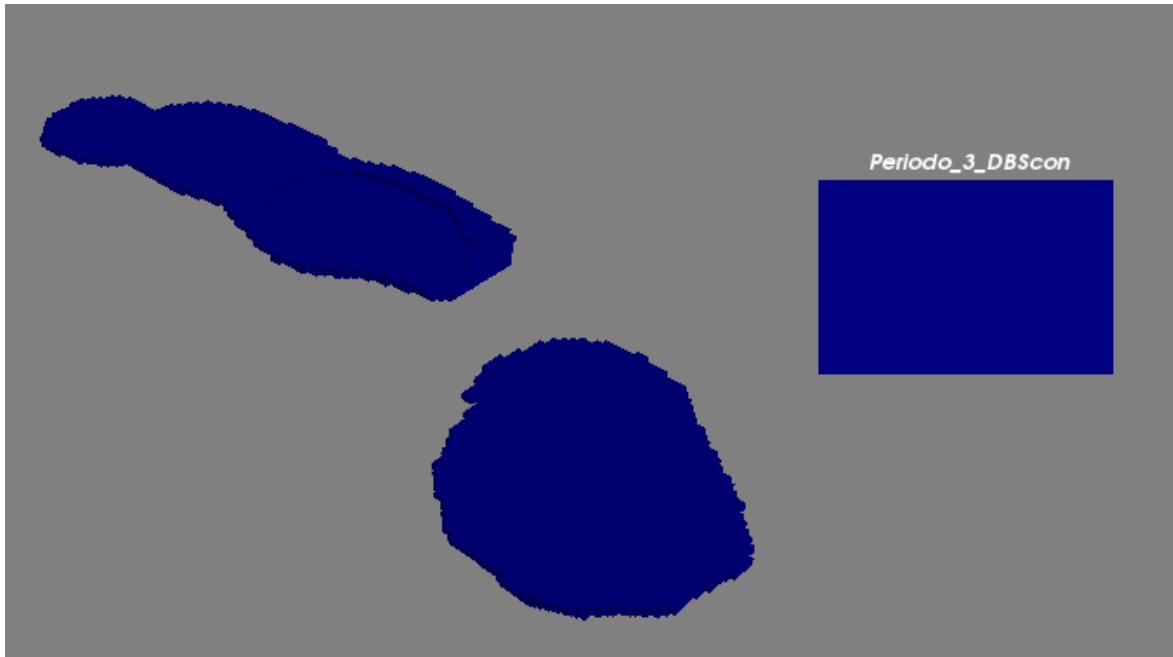


Figura 9.15. Gráfica de extracción realizada en el año 3 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 4

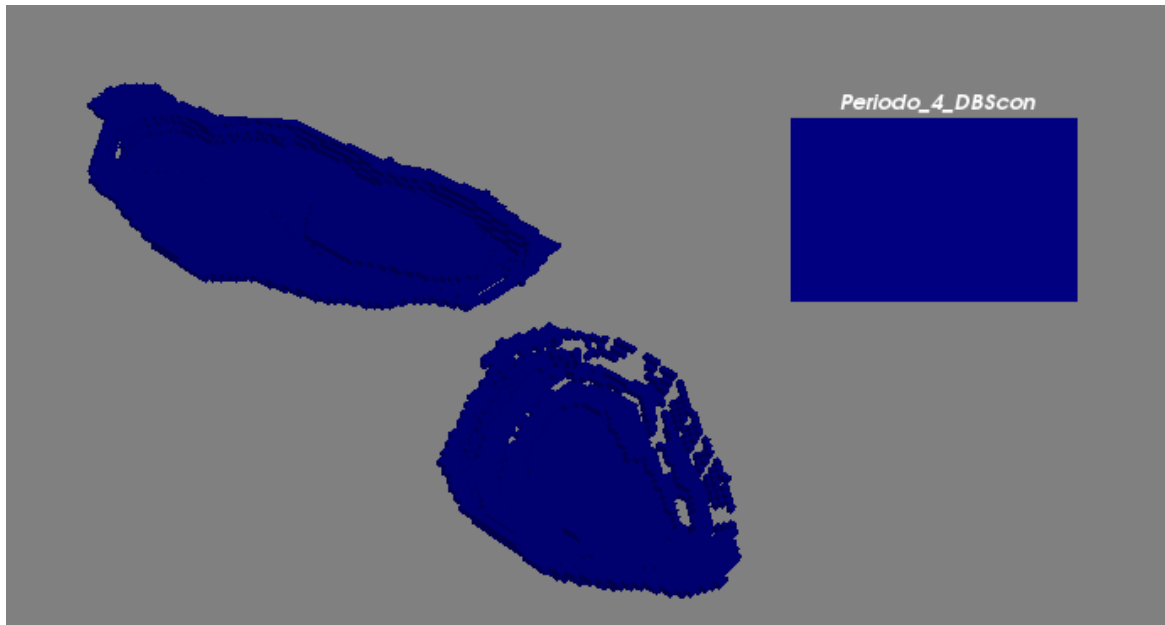


Figura 9.16. Gráfica de extracción realizada en el año 4 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 5



Figura 9.17. Gráfica de extracción realizada en el año 5 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 6

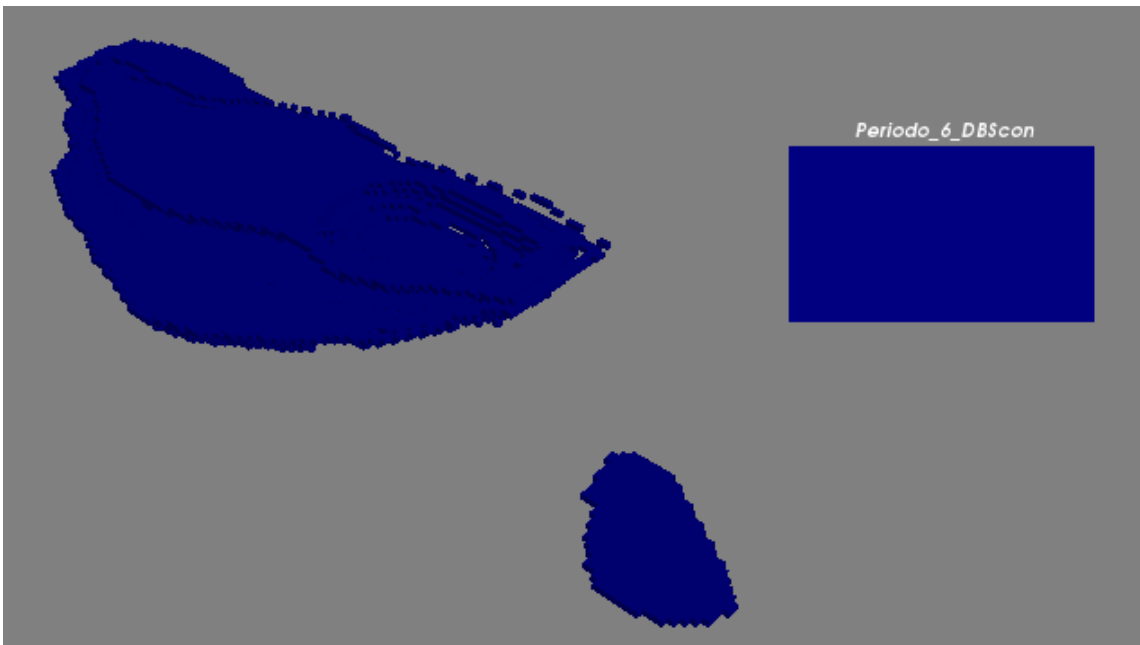


Figura 9.18. Gráfica de extracción realizada en el año 6 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 7



Figura 9.19. Gráfica de extracción realizada en el año 7 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 8

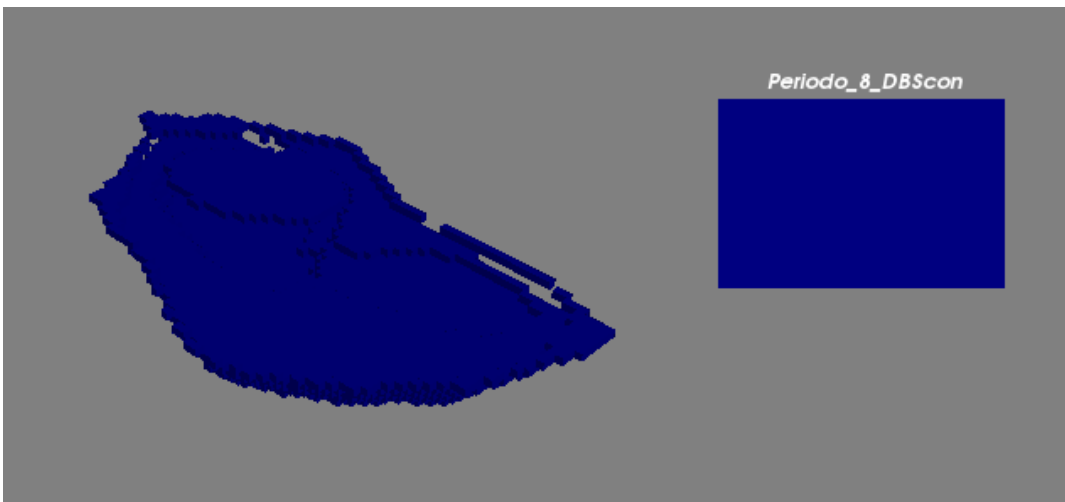


Figura 9.20. Gráfica de extracción realizada en el año 8 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Año 9



Figura 9.21. Gráfica de extracción realizada en el año 9 de la metodología DBS con restricciones operacionales

- Vista isométrica todos los periodos

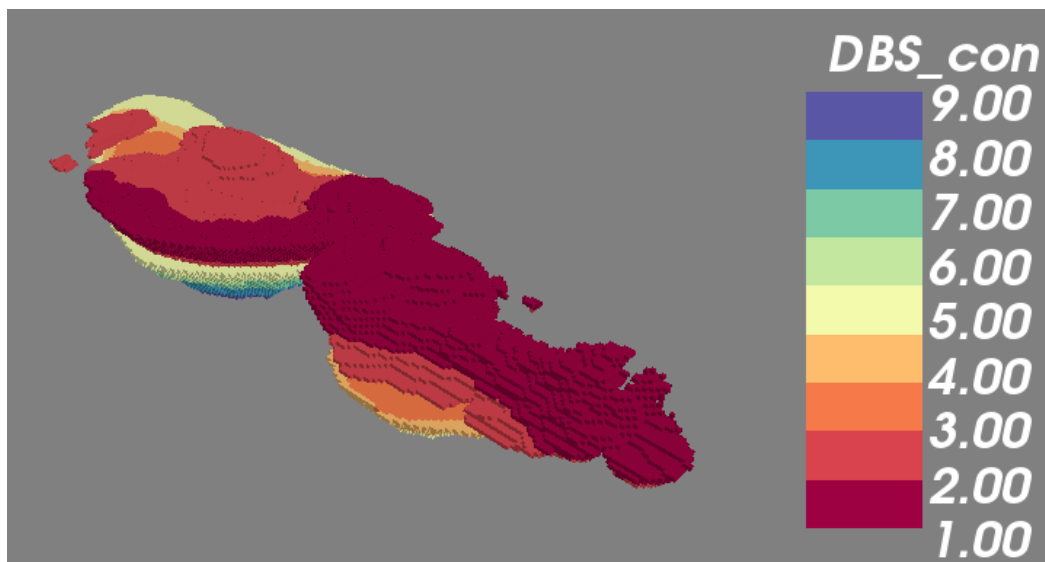


Figura 9.22. Vista isométrica de extracción realizada a lo largo de todos los periodos de la metodología DBS con restricciones operacionales

9.10. Anexo 10: Metodología dimensionamiento Flota de Servicio

Los equipos de producción en una faena necesitan de condiciones óptimas para poder operar, condiciones que requiere de equipos auxiliares llamados generalmente equipos de servicio o apoyo en mina.

Es así como, para un proyecto de mina a cielo abierto se incorpora el dimensionamiento de la flota de equipos auxiliares, los cuales se determinan en función de las actividades que deban realizar. Generalmente las empresas mineras determinan fórmulas que le permiten realizar el cálculo de los equipos de apoyo empíricamente, en base a sus experiencias, diversas faenas y relacionando las condiciones de la operación para dicha formulación.

De este modo, el dimensionamiento de equipos de apoyo para este estudio fue determinado en función a los lineamientos que se presentan a continuación:

1. Determinación de equipos wheeldozer

- Se considera un tractor por cada dos equipos de carguío, para realizar trabajos de limpieza del área de trabajo y los caminos aledaños.

2. Determinación de la motoniveladora

- Se considera una motoniveladora por cada ocho equipos de transporte, para realizar la mantención de caminos.

3. Determinación equipos bulldozer

- Se considerará un tractor por cada dos equipos de carguío, para desempeñar las funciones de mantención del banco.
- Se considera un tractor por botadero, para realizar las labores de limpieza y mantención de las bermas de seguridad.

4. Determinación del camión aljibe regador

- Se considera un camión por cada dos motoniveladoras para las labores de mantención de caminos y control de polvo en suspensión.

5. Determinación de la pala hidráulica de servicio

- Se considera una pala para toda la operación, que será utilizada en labores de mantención y de apoyo en general.

9.11. Anexo 11: Dimensionamiento de equipos de servicio

En este estudio se estableció que el enfoque en cuanto a costos y dimensionamientos sería en las áreas de carguío y transporte para ver como varían año a año, pero estos equipos y su cantidad impacta directamente en los equipos de servicio que apoyaran las labores de estas áreas.

Debido a que el estudio en estos equipos será en términos de la cantidad requerida de ellos, los modelos y marcas de cada uno no serán analizados y se hará énfasis al dimensionamiento de estos.

Los resultados según cada caso para el dimensionamiento de la flota de equipos de servicios se presentan en las tablas 9.43, 9.44, 9.45 y 9.46 para cada caso respectivamente:

Tabla 9.43. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Flota de equipos de servicio – Metodología Tradicional con restricciones					
Año	Wheeldozers	Motoniveladoras	Bulldozers	Camiones aljibe	Pala de servicio
1	3	1	4	1	1
2	3	1	4	1	1
3	3	2	4	1	1
4	3	2	4	1	1
5	3	2	4	1	1
6	3	2	4	1	1
7	2	2	3	1	1
8	1	1	2	1	1
9	1	1	2	1	1

Tabla 9.44. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Flota de equipos de servicio – Metodología Tradicional sin restricciones					
Año	Wheeldozers	Motoniveladoras	Bulldozers	Camiones aljibe	Pala de servicio
1	3	1	4	1	1
2	3	1	4	1	1
3	3	2	4	1	1
4	3	2	4	1	1
5	3	2	4	1	1
6	3	2	4	1	1
7	2	2	3	1	1
8	1	1	2	1	1

Tabla 9.45. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Flota de equipos de servicio – Metodología DBS con restricciones					
Año	Wheeldozers	Motoniveladoras	Bulldozers	Camiones aljibe	Pala de servicio
1	3	1	4	1	1
2	3	1	4	1	1
3	3	2	4	1	1
4	3	2	4	1	1
5	3	2	4	1	1
6	3	2	4	1	1
7	2	2	3	1	1
8	2	2	3	1	1
9	1	1	2	1	1

Tabla 9.46. Dimensionamiento de flota de servicio para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Flota de equipos de servicio – Metodología DBS sin restricciones					
Año	Wheeldozers	Motoniveladoras	Bulldozers	Camiones aljibe	Pala de servicio
1	3	1	4	1	1
2	3	1	4	1	1
3	3	2	4	1	1
4	3	2	4	1	1
5	3	2	4	1	1
6	3	2	4	1	1
7	3	3	4	2	1
8	2	1	3	1	1

9.12. Anexo 12: Costos operacionales para la flota de servicio

Una vez dimensionada la flota de servicio para cada metodología y sus casos correspondientes, se procede a evaluar el costo operacional por cada año en cada caso según el equipo.

9.12.1 Wheeldozers

Se presenta en la tabla 9.47 los parámetros económicos que se considerarán para el cálculo del costo operacional de los wheeldozer:

Tabla 9.47. Parámetros económicos de un wheeldozer

Parámetros	Valor	Unidad
Personal operaciones (p/e)	5	--
Personal mantenimiento (p/e)	2	--
Salario mensual	2000	US/mes
Insumos y repuestos (p/e)	75	US/h

En la tabla 9.48 se presenta el OPEX de los wheeldozer año a año para la metodología tradicional con restricciones:

Tabla 9.48. Costo operacional asociado a los wheeldozers en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipos wheeldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
2	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
3	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
4	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
5	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
6	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
7	2	10	4	336000	811814.4	1147814.4	0.100
8	1	5	2	168000	405907.2	573907.2	0.105
9	1	5	2	168000	405907.2	573907.2	1.349

En la tabla 6.49 se presenta el OPEX de los wheeldozer año a año para la metodología tradicional sin restricciones:

Tabla 9.49. Costo operacional asociado a los wheeldozers en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipos wheeldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
2	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103

3	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
4	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
5	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
6	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
7	2	10	4	336000	811814.4	1147814.4	0.089
8	1	5	2	168000	405907.2	573907.2	0.127

En la tabla 9.50 se presenta el OPEX de los wheeldozer año a año para la metodología DBS con restricciones:

Tabla 9.50. Costo operacional asociado a los wheeldozer en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipos wheeldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
2	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
3	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.110
4	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.102
5	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
6	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
7	2	10	4	336000	811814.4	1147814.4	0.090
8	2	10	4	336000	811814.4	1147814.4	0.177
9	1	5	2	168000	405907.2	573907.2	0.306

Finalmente, en la tabla 9.51 se presenta el OPEX de los wheeldozer año a año para la metodología DBS sin restricciones:

Tabla 9.51. Costo operacional asociado a los wheeldozer en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipos wheeldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
2	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.104
3	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
4	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.103
5	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.101
6	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.105
7	3	15	6	504000	1217721.6	1721721.6	0.121
8	2	10	4	336000	811814.4	1147814.4	0.193

9.12.2 Motoniveladoras

A continuación, se presentan en la tabla 9.52 los parámetros económicos para calcular el OPEX de las motoniveladoras año a año:

Tabla 9.52. Parámetros económicos para las motoniveladoras

Parámetros	Valor	Unidad
Personal operaciones (p/e)	4	--
Personal mantenimiento (p/e)	2	--
Salario mensual	1800	US/mes
Insumos y repuestos (p/e)	32	US/h

Con los parámetros se procede a calcular los costos operacionales según metodología y sus casos correspondientes.

En la tabla 9.53 se muestran los resultados para la metodología tradicional con restricciones:

Tabla 9.53. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipo motoniveladora	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
2	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
3	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
4	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
5	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
6	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
7	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.053
8	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.055
9	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.712

En la tabla 9.54 se muestran los resultados para la metodología tradicional sin restricciones:

Tabla 9.54. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipo motoniveladora	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
2	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
3	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036

4	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
5	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
6	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
7	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.047
8	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.067

En la tabla 9.55 se muestran los resultados para la metodología DBS con restricciones:

Tabla 9.55. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipo motoniveladora	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
2	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
3	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.039
4	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
5	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
6	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
7	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.047
8	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.094
9	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.161

En la tabla 9.56 se muestran los resultados para la metodología DBS sin restricciones:

Tabla 9.56. Costo operacional asociado a las motoniveladoras en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipo motoniveladora	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
2	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.018
3	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
4	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
5	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.036
6	2	8	4	259200	346374.1	605574.1	0.037
7	3	12	6	388800	519561.2	908361.2	0.064
8	1	4	2	129600	173187.1	302787.1	0.051

9.12.3 Bulldozers

En la tabla 9.57, se muestran los parámetros de costos para los bulldozers y con los cuales se procederá a estimar y calcular los costos operacionales año a año según metodología y sus casos respectivos:

Tabla 9.57. Parámetros económicos de un bulldozer

Parámetros	Valor	Unidad
Personal operaciones (p/e)	5	--
Personal mantenimiento (p/e)	3	--
Salario mensual	2000	US/mes
Insumos y repuestos (p/e)	95	US/h

Los costos operacionales de los bulldozers para la metodología tradicional con restricciones se muestran en la tabla 9.58:

Tabla 9.58. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipo bulldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.048
2	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
3	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
4	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
5	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
6	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
7	3	15	9	576000	16236.3	592236.3	0.052
8	2	10	6	384000	10824.2	394824.2	0.072
9	2	10	6	384000	10824.2	394824.2	0.928

Los costos operacionales de los bulldozers para la metodología tradicional sin restricciones se muestran en la tabla 9.59:

Tabla 9.59. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipo bulldozer	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.048
2	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
3	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
4	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
5	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
6	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
7	3	15	9	576000	16236.3	592236.3	0.046
8	2	10	6	384000	10824.2	394824.2	0.087

Los costos operacionales de los bulldozers para la metodología DBS con restricciones se adjuntan en la tabla 9.60:

Tabla 9.60. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipo bulldozer	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
2	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.048
3	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.051
4	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
5	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
6	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
7	3	15	9	576000	16236.3	592236.3	0.046
8	3	15	9	576000	16236.3	592236.3	0.092
9	2	10	6	384000	10824.2	394824.2	0.210

Los costos operacionales de los bulldozers para la metodología DBS sin restricciones se pueden apreciar en la tabla 9.61:

Tabla 9.61. Costo operacional asociado a los bulldozers en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipo bulldozer	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
2	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.048
3	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
4	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
5	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.047
6	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.048
7	4	20	12	768000	21648.4	789648.4	0.055
8	3	15	9	576000	16236.3	592236.3	0.100

9.12.4 Camiones aljibes

Al igual que para los equipos anteriores, se dan a conocer los parámetros económicos de un camión aljibe en la tabla 9.62, con los cuales se procederá a estimar los costos operacionales de este equipo año a año:

Tabla 9.62. Parámetros económicos de un camión aljibe

Parámetros	Valor	Unidad
Personal operaciones (p/e)	4	--
Personal mantenimiento (p/e)	2	--
Salario mensual	1800	US/mes
Insumos y repuestos (p/e)	80	US/h

Se presenta los costos operacionales del camión aljibe año a año en la tabla 9.63 para la metodología tradicional con restricciones:

Tabla 9.63. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipo camión aljibe	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
2	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
3	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
4	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
5	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
6	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
7	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.049
8	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.103
9	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	1.322

Se presenta los costos operacionales del camión aljibe año a año para la metodología tradicional sin restricciones en la siguiente tabla:

Tabla 9.64. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipo camión aljibe	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
2	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
3	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
4	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
5	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
6	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
7	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.044
8	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.124

Se presenta los costos operacionales del camión aljibe año a año en la tabla 9.65 para la metodología DBS con restricciones:

Tabla 9.65. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipo camión aljibe	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
2	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
3	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.036

4	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
5	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
6	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
7	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.044
8	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.087
9	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.299

Se presenta los costos operacionales del camión aljibe en la tabla 9.66 para la metodología DBS sin restricciones:

Tabla 9.66. Costo operacional asociado al camión aljibe en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipo camión aljibe	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
2	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
3	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
4	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
5	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.033
6	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.034
7	2	8	4	259200	865935.4	1125135.4	0.079
8	1	4	2	129600	432967.7	562567.7	0.095

9.12.5 Pala de servicio

Finalmente se evalúa con los datos presentados en la tabla 9.67 el costo operacional para la pala de servicio según cada caso visto en este estudio en forma correspondiente:

Tabla 9.67. Parámetros económicos de la pala de servicio.

Parámetros	Valor	Unidad
Personal operaciones (p/e)	4	--
Personal mantenimiento (p/e)	2	--
Salario mensual	1800	US/mes
Insumos y repuestos (p/e)	100	US/h

Los costos operacionales para la pala de servicio en la metodología tradicional con restricciones se presentan en la tabla 9.68:

Tabla 9.68. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología tradicional con restricciones operacionales

Año	Equipo pala servicio	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
2	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
3	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
4	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
5	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
6	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
7	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.058
8	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.123
9	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	1.576

Los costos operacionales para la pala de servicio en la metodología tradicional con restricciones se presentan en la tabla 9.69:

Tabla 9.69. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Equipo pala servicio	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
2	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
3	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
4	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
5	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
6	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
7	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.052
8	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.148

Los costos operacionales para la pala de servicio en la metodología tradicional con restricciones se presentan en la tabla 9.70:

Tabla 9.70. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología DBS con restricciones operacionales

Año	Equipo pala servicio	Personal Operación	Personal Mantenición	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
2	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.041
3	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.043
4	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
5	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040

6	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
7	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.052
8	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.104
9	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.357

Los costos operacionales para la pala de servicio en la metodología tradicional con restricciones se presentan en la tabla 9.71:

Tabla 9.71. Costo operacional asociado a pala de servicio en el caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Equipo pala servicio	Personal Operación	Personal Mantención	Salario total [US\$]	Repuestos [US\$]	Total [US\$]	Total [US\$/ton]
1	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
2	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.041
3	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
4	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
5	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.040
6	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.041
7	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.047
8	1	4	2	129600	541209.6	670809.6	0.113

9.13. Anexo 13: CAPEX para casos sin restricciones operacionales

En las tablas 9.72 y 9.73 podemos ver el detalle de inversiones en sus respectivos años para el caso de metodología tradicional sin restricciones:

Tabla 9.72. Detalle de inversiones por área para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	Transporte		Carguío		Inversión equipos de servicio [MUSD]
	Camiones	Inversión [MUSD]	Cargadores Frontales	Inversión [MUSD]	
1	7	8.26	6	3.6	9.03
2	7	0	6	0	0
3	10	3.54	6	0	0.89
4	9	0	6	0	0
5	12	2.36	6	0	0
6	15	3.54	6	3.6	9.03
7	13	0	4	0	0
8	7	0	2	0	0

Tabla 9.73. CAPEX total para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	CAPEX Total [MUSD]
1	20.89
2	0
3	4.43
4	0
5	3.25
6	24.43
7	0
8	0

En las tablas 9.74 y 9.75 podemos ver el detalle de inversiones en sus respectivos años para el caso de metodología DBS sin restricciones:

Tabla 9.74. Detalle de inversiones por área para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	Transporte		Carguío		Inversión equipos de servicio [MUSD]
	Camiones	Inversión [MUSD]	Cargadores Frontales	Inversión [MUSD]	
1	7	8.26	6	3.6	9.03
2	7	0	6	0	0
3	8	1.18	6	0	0.89
4	10	2.36	6	0	0
5	10	0	6	0	0
6	13	3.54	6	3.6	9.03

7	17	4.72	6	0	1.06
8	8	0	4	0	0

Tabla 9.75. CAPEX total para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	CAPEX Total [MUSD]
1	20.89
2	0
3	2.07
4	2.36
5	0
6	24.43
7	5.78
8	0

9.14. Anexo 14: Flujos de caja para casos sin restricciones operacionales

- El flujo de caja para la metodología tradicional sin restricciones corresponde al presentado en la tabla 9.76:

Tabla 9.76. Flujo de caja para caso de metodología tradicional sin restricciones operacionales

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingreso por venta	0.00	490.39	731.29	751.70	683.79	579.70	696.78	735.92	249.44
Oz conc. Au	0.00	419141	625038	642480	584437	495468	595539	627581	211378
Costo mina [US/ton]	0.00	1.98	1.97	2.16	2.12	2.29	2.50	2.52	3.69
Costo mina [MUSD]	0.00	32.90	32.92	36.52	35.37	38.64	41.73	32.44	16.67
Costo planta [US/ton]	0.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00
Costo planta [MUSD]	0.00	152.71	183.83	189.64	176.41	175.20	190.00	183.51	63.57
Depreciación [MUSD]	0	1.652	1.652	2.36	2.36	2.832	3.54	2.832	1.652
Royalty [MUSD]	0.00	4.90	7.31	7.52	6.84	5.80	6.97	7.36	2.49
Renta bruta [MUSD]	0.00	298.23	505.57	515.66	462.82	357.23	454.54	509.77	165.06
Impuesto 1era cat. [MUSD]	0.00	80.52	136.50	139.23	124.96	96.45	122.73	137.64	44.57
Impuesto específico minero [MUSD]	0.00	17.89	30.33	30.94	27.77	21.43	27.27	30.59	9.90
Renta después de impuestos [MUSD]	0.00	199.81	338.73	345.49	310.09	239.34	304.54	341.55	110.59
Depreciación [MUSD]	0.00	1.65	1.65	2.36	2.36	2.83	3.54	2.83	1.65
Flujo operacional [MUSD]	0.00	201.46	340.38	347.85	312.45	242.17	308.08	344.38	112.24
Inversiones [MUSD]	602.41	20.89	0.00	4.43	0.00	3.25	24.43	0.00	2.00
Flujo caja neto [MUSD]	-602.41	180.57	340.38	343.42	312.45	238.92	283.65	344.38	110.24
Factor ajuste	1.00	0.87	0.76	0.66	0.57	0.50	0.43	0.38	0.33

Flujo actualizado [MUSD]	-602.41	157.02	257.38	225.81	178.64	118.79	122.63	129.47	36.04
VAN	623.4	MUSD							
TIR	24	%							

El VAN calculado para este caso fue de 623.4 MUSD.

En este caso se puede apreciar que debido a la configuración que tiene el caso sin restricciones operacionales, si bien se acorta la vida de la mina, la distribución de los flujos resulta en un VAN menor pero bastante similar al caso original, por lo que en esta instancia la capacidad máxima de la mina no logra un resultado favorable.

- El VAN calculado para la metodología DBS sin restricciones se presenta en la tabla 9.77:

Tabla 9.77. Flujo de caja para caso de metodología DBS sin restricciones operacionales

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingreso por venta	0.00	490.39	731.29	818.82	869.84	549.29	612.10	667.77	349.18
Oz conc. Au	0.00	419141	625038	699844	743455	469476	523164	570744	293607
Costo mina [US/ton]	0.00	1.98	1.97	2.16	2.12	2.29	2.50	2.52	3.69
Costo mina [MUSD]	0.00	32.92	32.55	36.26	35.53	38.85	41.07	35.91	21.94
Costo planta [US/ton]	0.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00
Costo planta [MUSD]	0.00	152.37	182.35	190.00	190.00	187.82	190.00	181.72	89.30
Costo Stocks [MUSD]	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.43	0.00	0.02	0.00
Depreciación [MUSD]	0.00	1.65	1.65	1.89	2.36	2.36	3.07	4.01	1.89
Royalty [MUSD]	0.00	4.90	7.31	8.19	8.70	5.49	6.12	6.68	3.49
Renta bruta [MUSD]	0.00	298.54	507.43	582.48	633.25	314.34	371.84	439.43	232.57
Impuesto 1era cat. [MUSD]	0.00	80.61	137.01	157.27	170.98	84.87	100.40	118.65	62.79
Impuesto específico minero [MUSD]	0.00	17.91	30.45	34.95	38.00	18.86	22.31	26.37	13.95
Renta después de impuestos [MUSD]	0.00	200.02	339.98	390.26	424.28	210.61	249.13	294.42	155.82

Depreciación [MUSD]	0.00	1.65	1.65	1.89	2.36	2.36	3.07	4.01	1.89
Flujo operacional [MUSD]	0.00	201.68	341.63	392.15	426.64	212.97	252.20	298.43	157.71
Inversiones [MUSD]	602.41	20.89	0.00	4.43	0.00	3.25	24.43	0.00	2.00
Flujo caja neto [MUSD]	-602.41	180.79	341.63	387.72	426.64	209.72	227.77	298.43	155.71
Factor ajuste	1.00	0.87	0.76	0.66	0.57	0.50	0.43	0.38	0.33
Flujo actualizado [MUSD]	-602.41	157.21	258.32	254.93	243.93	104.27	98.47	112.19	50.90
VAN	677.8	MUSD							
TIR	26	%							

El VAN calculado para este caso fue de 677.8 MUSD.

En este caso se puede concluir que la configuración que tiene el caso sin restricciones operacionales, además de acortar la vida de la mina, en conjunto con el resto de las variables como los costos operacionales, logra un VAN superior y con una diferencia de 19.6 MUSD. Al igual que para el caso tradicional, ambos casos representan un escenario atractivo al tener ambos un VAN positivo y con una buena rentabilidad, pero no son el caso acorde a la realidad.

9.15. Anexo 15: Análisis de sensibilidad

El análisis de sensibilidad alude a determinar cuánto varían los indicadores económicos, especialmente el VAN y la TIR, ante cambios en los valores de determinadas variables del estudio. Cada proyecto tiene una gran cantidad de variables, como lo son los costos, la producción, el precio del producto, las tasas de interés y descuento, entre otras. Sin embargo, un análisis de sensibilidad no está encaminado a modificar cada una de las variables para observar su efecto en los indicadores económicos, sino que deben ser modificadas para su análisis solo aquellas variables más relevantes y que no dependan de otras variables propias del mismo proyecto, entendiendo que, si existe una relación entre dos variables, ambas tendrían un efecto equivalente sobre el resultado.

Para este estudio ya se realizó un costo de mina variable año a año dependiendo de la distancia recorrida y el cómo afectaba esto en el número de equipos necesarios y los gastos asociados a estos. Las variables por analizar serán enfocadas al precio del oro y los costos propios de la planta de procesamiento para ambas metodologías en base a sus casos con restricciones operacionales, ya que son los que representan la realidad del estudio.

9.15.1 Análisis de sensibilidad metodología tradicional

a) Precio del oro

La modificación en el precio del oro será realizada en un rango de un 15% en contra y un 15% a favor, y los resultados se presentan en la tabla 9.78:

Tabla 9.78. Análisis de sensibilidad para el precio del oro en la metodología tradicional

Variación %	Precio Au [USD/Oz]	VAN [MUSD]	Diferencia [MUSD]	TIR
-15%	1105	347.1	-279.36	14%
-10%	1170	440.2	-186.24	17%
-5%	1235	533.3	-93.12	20%
0%	1300	626.4	0.0	24%
5%	1365	719.6	93.12	27%
10%	1430	812.7	186.24	30%
15%	1495	905.8	279.36	33%

b) Costo de Planta

El costo de procesamiento de la planta para este estudio se estudiará en un rango de variación de 15% en contra y a favor, los resultados del análisis son presentados en la tabla 9.79:

Tabla 9.79. Análisis de sensibilidad para el Costo Planta en la metodología tradicional

Variación %	Costo planta [US/Ton]	VAN [MUSD]	Diferencia [MUSD]	TIR
-15%	16.15	701.5	75.06	26%
-10%	17.1	676.5	50.04	25%
-5%	18.05	651.5	25.02	25%
0%	19	626.4	0.0	24%
5%	19.95	601.4	-25.02	23%
10%	20.9	576.4	-50.04	22%
15%	21.85	551.4	-75.06	21%

c) Resumen Análisis

En la figura 9.23 se permite visualizar en forma gráfica la sensibilidad de los parámetros evaluados anteriormente para la metodología tradicional:

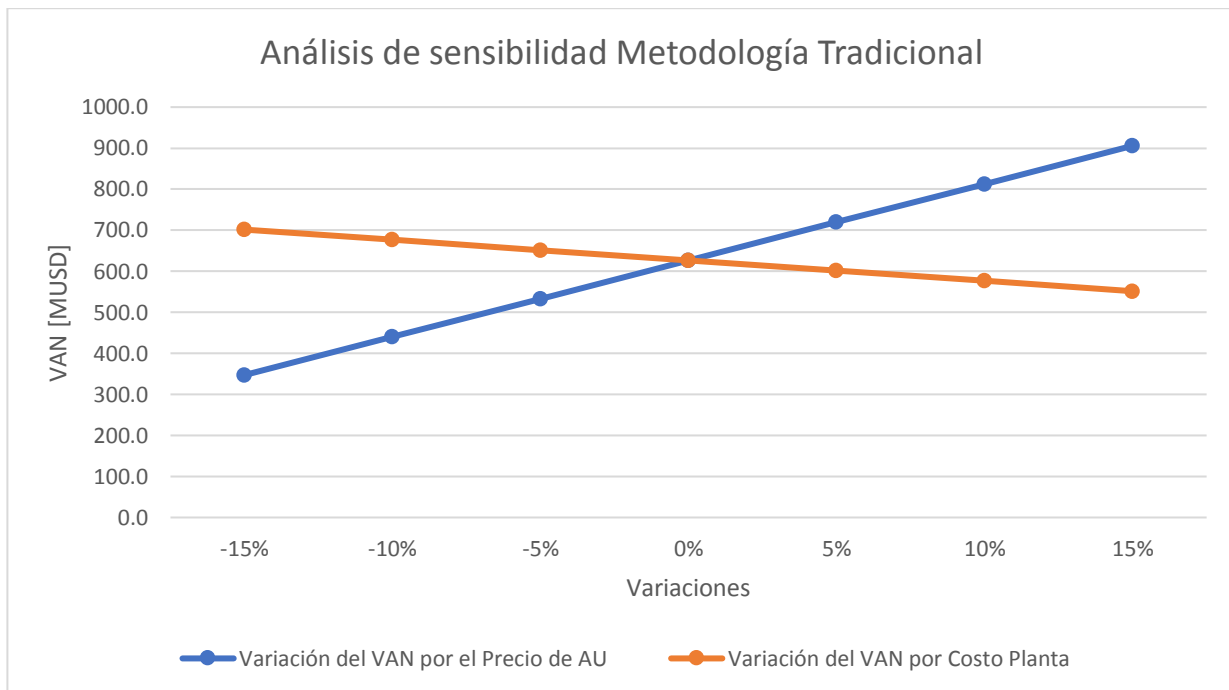


Figura 9.23. Resumen de análisis de sensibilidad para metodología tradicional

Es fácil apreciar que para ambas variables la sensibilidad es similar, siendo mayor la del precio, que en este caso la rentabilidad del proyecto cambia mucho más respecto a los cambios generados por el precio de planta. En ninguno de los casos los cambios llevan a un VAN negativo.

9.15.2 Análisis de sensibilidad metodología DBS

a) Precio del oro

La modificación en el precio del oro se llevará a cabo de la misma forma que para la metodología tradicional en un rango de -15% a 15% de variación. Los resultados en los indicadores son presentados en la tabla 9.80:

Tabla 9.80. Análisis de sensibilidad para el precio del oro en la metodología DBS

Variación %	Precio Au [Oz/Ton]	VAN [MUSD]	Diferencia [MUSD]	TIR
-15%	1105	371.3	-286.81	15%
-10%	1170	466.9	-191.21	19%
-5%	1235	562.5	-95.60	22%
0%	1300	658.1	0.00	25%
5%	1365	753.7	95.60	28%
10%	1430	849.3	191.21	31%
15%	1495	945.0	286.81	34%

b) Costo de Planta

Se muestran los resultados para el análisis de sensibilidad del costo de procesamiento evaluado en el mismo rango que para el caso tradicional en la tabla 9.81:

Tabla 9.81. Análisis de sensibilidad para el Costo Planta en la metodología DBS

Variación %	Costo planta [US/Ton]	VAN [MUSD]	Diferencia [MUSD]	TIR %
-15%	16.15	735.8	77.62	28%
-10%	17.1	709.9	51.74	27%
-5%	18.05	684.0	25.87	26%
0%	19	658.1	0.00	25%
5%	19.95	632.3	-25.87	24%
10%	20.9	606.4	-51.74	23%
15%	21.85	580.5	-77.62	22%

c) Resumen Análisis

En la figura 9.24 se permite visualizar en forma gráfica la sensibilidad de los parámetros evaluados anteriormente para la metodología DBS:

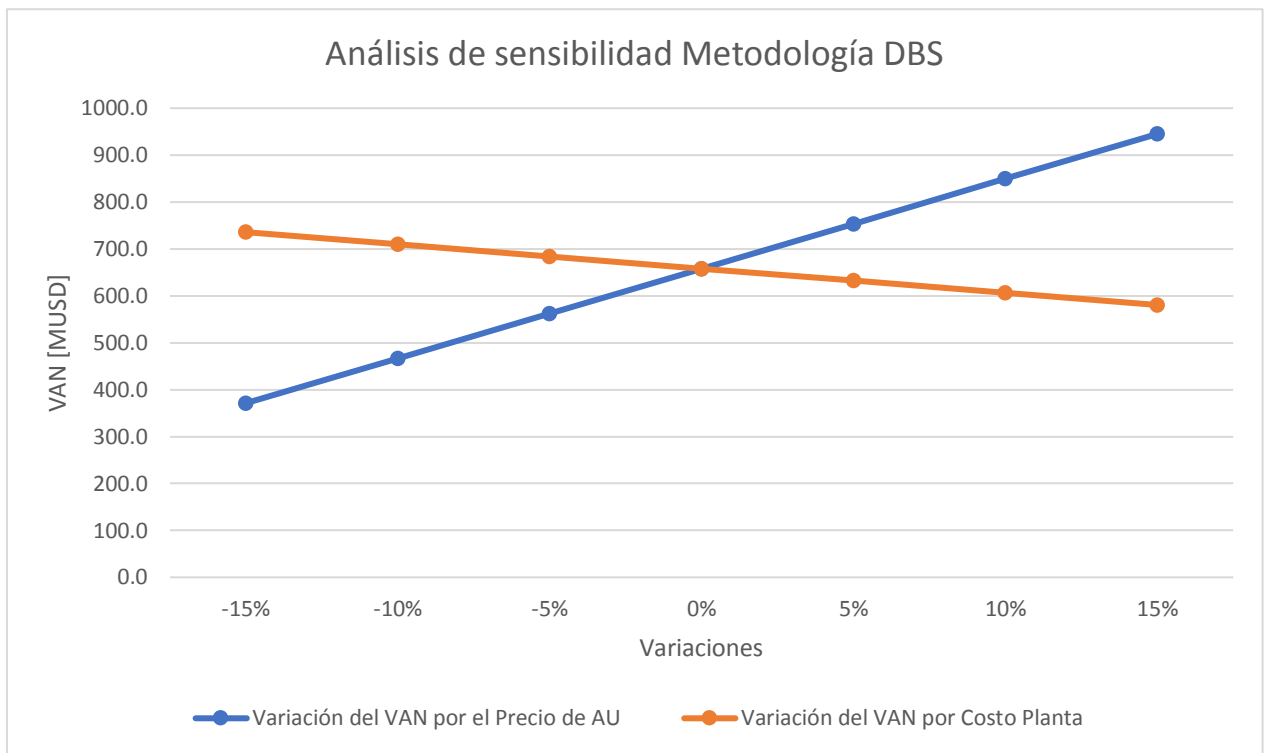


Figura 9.24. Resumen de análisis de sensibilidad para metodología DBS

Al igual que para la metodología tradicional, de las tablas y la figura se puede concluir que ambas variables presentan una sensibilidad alta y similar entre ellas, pero para el caso de la metodología DBS los cambios de estas variables afectan más los indicadores económicos. La rentabilidad reacciona en forma análoga siendo para el precio mucho más variable que para el costo planta.

Finalmente, es posible ver que ambas variables siguen la misma tendencia para las dos metodologías.

9.16. Anexo 16: Comparación y análisis entre casos original y caso definido para evaluación

A continuación, se procederá a finalizar el estudio comparando el caso base de 17 [Mtons/año] como capacidad mina en conjunto con las 13 [Mtons/año] para la capacidad planta, con el nuevo caso de la misma capacidad mina, pero con una capacidad planta de 10 [Mtons/año] debido a que operacionalmente este fue el máximo alcanzado en régimen tanto para la mina como para la planta.

En la figura 9.25 podemos ver la comparación del plan de producción obtenido de la nueva optimización en Doppler para el Sliding Window:

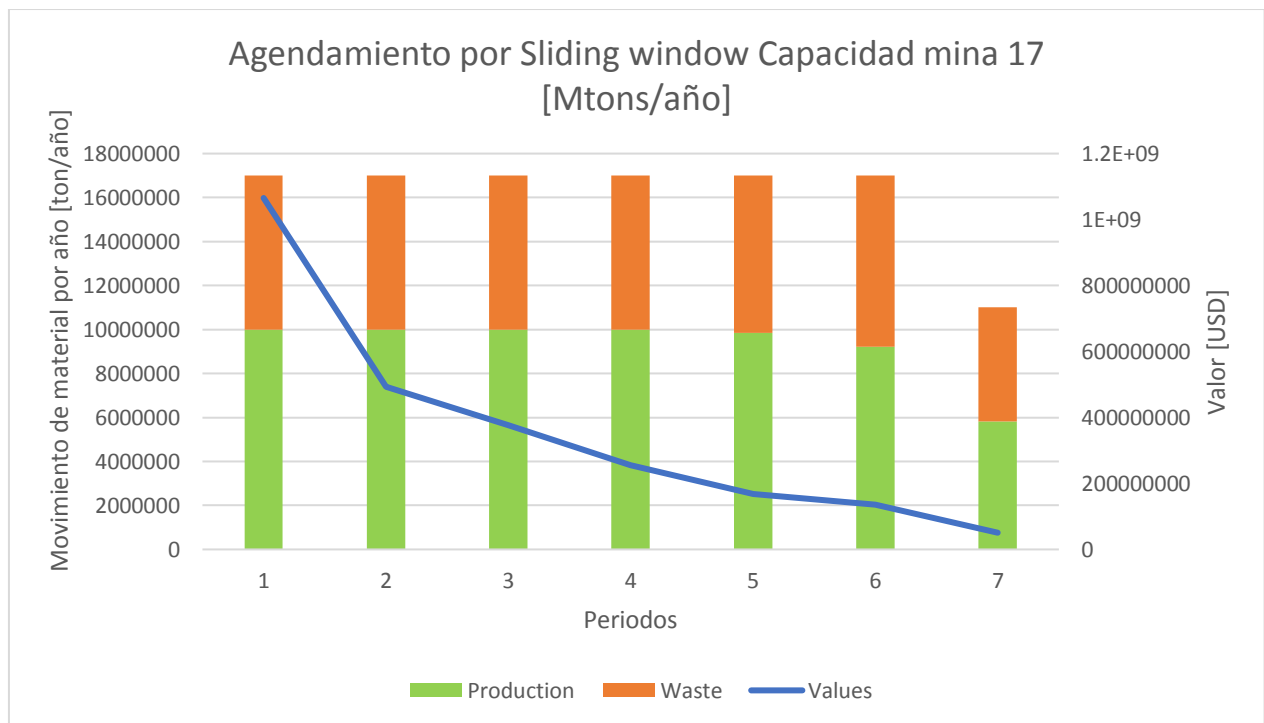


Figura 9.25. Plan de producción para la optimización obtenida con Sliding Window para DBS con nuevas capacidades

Como se puede observar, la cantidad de periodos de las optimizaciones es la misma, pero en el caso nuevo llevado a cabo con la herramienta “sliding window”, la capacidad mina se mantiene constante todos los años y la principal diferencia con “Toposort” es la clasificación de estéril y mineral, que también repercute en el VAN de las optimizaciones, pero a su vez da una solución que se equipara a la producción de planta que realmente se pudo alcanzar.

Por otro lado, se analiza la diferencia entre los periodos en cuanto a espacio temporal a través de la visualización 3D presentada en las figuras 9.26 y 9.27 para compararlas con las ya presentadas para el caso original:

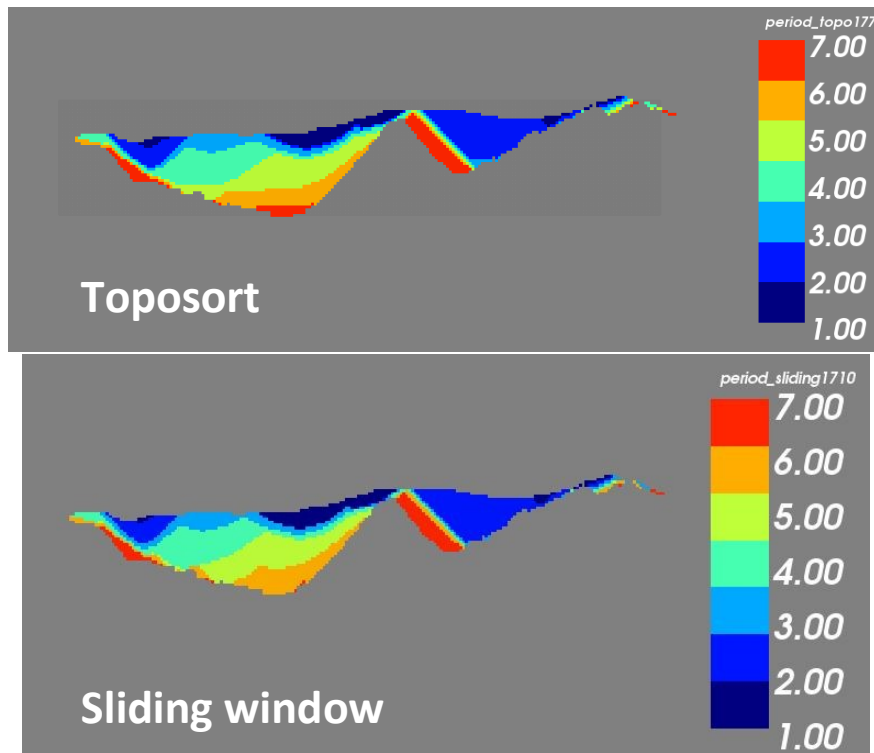


Figura 9.26. Vista YZ de los periodos en la optimización de Toposort y Sliding Window

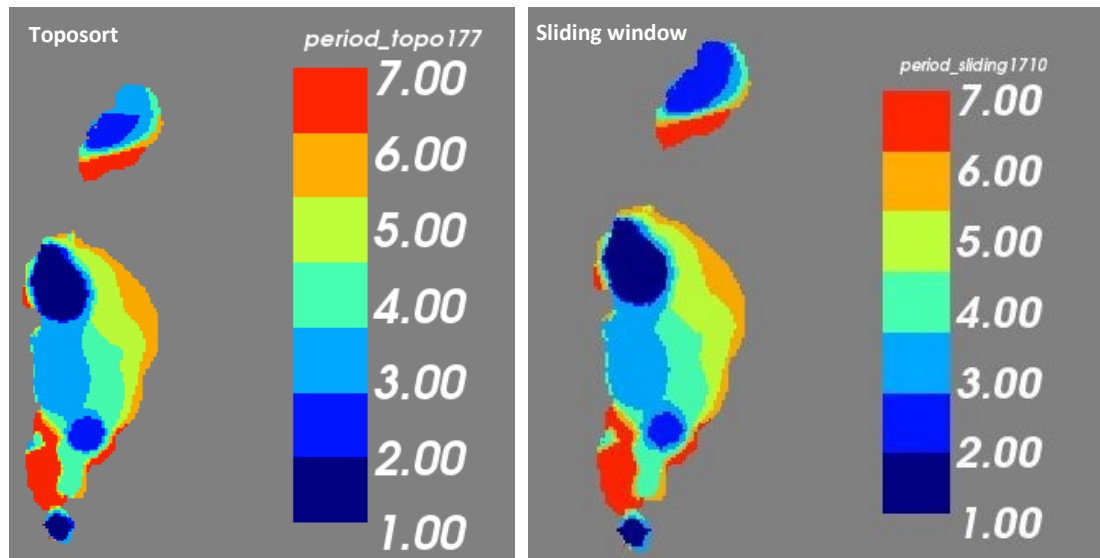


Figura 9.27. Vista XY de los periodos en la optimización de Toposort y Sliding Window

Dentro de las imágenes, la que mejor se aprecia la diferencia es la del corte YZ, en la cual se aprecia que los últimos años cambia en forma notoria la distribución en la cual se remueve el material. En el caso del corte XY la diferencia notoria es el periodo 2 dentro del pit más pequeño.

Por otro lado, se compara en las figuras 9.28 y 9.29 las vistas de estéril y mineral dentro del modelo de bloques para la nueva optimización con respecto a las ya presentadas para el caso original donde 1 representa planta y 2 botadero:

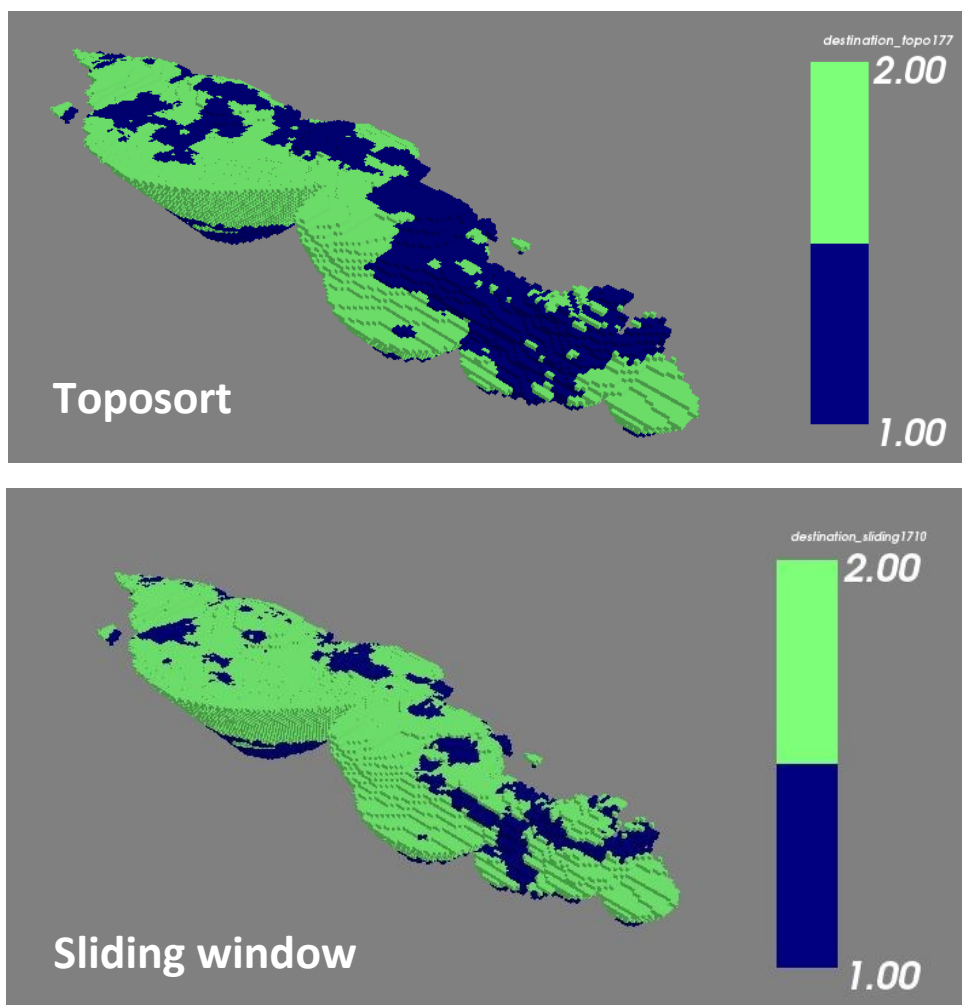


Figura 9.28. Vista isométrica del estéril y mineral en la optimización de Toposort y Sliding Window

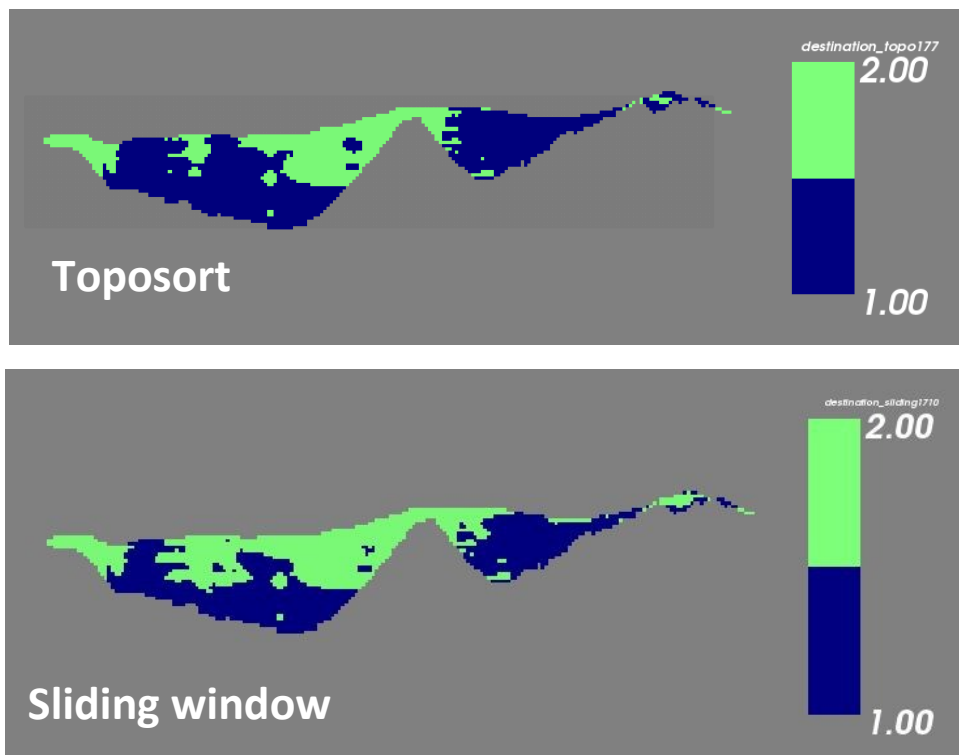


Figura 9.29. Vista YZ del estéril y mineral en la optimización de Toposort y Sliding Window

Respecto a los destinos que se les da a los bloques, se puede ver que también existe una diferencia notoria apreciable de mejor forma en la vista isométrica y el corte YZ, en los cuales se puede corroborar que la optimización asignó en forma diferente el estéril y mineral, siendo el mineral menor en los bancos superiores con respecto al caso original.

En este caso podemos entender que la herramienta de Sliding Window y sus heurísticas logran entregar una optimización que se adecúa a lo requerido según la metodología tradicional, ya que Toposort nos entrega 13 [Mtons/año] para la capacidad planta la cual por diseño y la secuencia de extracción nunca se logra alcanzar, pero éste nos ayudó a tomar una guía a partir de las optimizaciones, la cual fue mejorada con el Sliding Window.

Como se mencionó, la comparación de ambas herramientas de agendamiento directo de bloques será netamente de análisis por lo que queda propuesto la revisión de un diseño minero a fondo en Vulcan y sus etapas posteriores. Por otro lado, es importante destacar que esta clase de comparaciones son parte del aprendizaje dentro del área de planificación minera y que en forma iterativa va mejorando tanto los objetivos como los diseños de la mina.