



**UNIVERSIDAD
DEL AZUAY**

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Planificación, diseño y optimización de una mina a cielo abierto utilizando
herramientas informáticas mineras”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del grado académico de:

INGENIEROS EN MINAS

Autores:

PAUL ALEJANDRO ESPINOZA TENECORA

FAUSTO MAURICIO TAPIA CALLE

Director:

ING. FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA, ECUADOR

2024

Paul Alejandro Espinoza Tenecora

Fausto Mauricio Tapia Calle

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Junio, 2024

**“PLANIFICACIÓN, DISEÑO Y OPTIMIZACIÓN DE UNA MINA A CIELO ABIERTO
UTILIZANDO HERRAMIENTAS INFORMÁTICAS MINERAS”**

DEDICATORIA

Yo, Paul Alejandro Espinoza Tenecora dedico este trabajo de graduación principalmente a Dios y a la vida.

A mis padres Paul y Sandra, a mi hermano Martin y a mis abuelos María y Víctor que jamás han dejado de apoyarme. A mis mascotas Dayko y Caramelo que estuvieron conmigo en tantas noches sin dormir. Finalmente, a todas las personas que estuvieron durante mi formación universitaria.

Paul Alejandro Espinoza Tenecora

Dedico este trabajo de graduación principalmente a Dios y a mis padres.

A mis padres Aida y Fausto por su apoyo incondicional, a pesar de las dificultades siempre estuvieron ahí, siendo un pilar fundamental para mi carrera, apoyándome siempre en todos los aspectos. A mis hermanos Ricardo, Jenny, y María, que estuvieron apoyándome, y a mi sobrino Vicente Mauricio que me dio motivación para seguir adelante en mi carrera.

Fausto Mauricio Tapia Calle

AGRADECIMIENTOS

Nos gustaría expresar nuestra profunda gratitud a todas las personas que nos han apoyado a lo largo de nuestra carrera universitaria, incluyendo a nuestros padres, maestros y amigos.

Agradecemos especialmente a la familia de RecMin por proporcionarnos la licencia del software RecMin Profesional y por responder a nuestras preguntas durante nuestra investigación. Gracias a su apoyo, hemos podido utilizar numerosos programas, demostrando así que RecMin Profesional es una herramienta extremadamente poderosa, comparable a cualquier otro software del mercado.

Estamos profundamente agradecidos con Datamine por habernos facilitado las licencias de sus softwares Studio RM y Studio NPVS, que han sido esenciales para el desarrollo y optimización de nuestro yacimiento. Además, agradecemos su disposición para atender nuestros diversos pedidos, lo cual ha sido crucial para nuestro avance.

Asimismo, queremos extender nuestro agradecimiento a MiningMath por la licencia de su innovador software de planificación y optimización minera. Esta herramienta ha sido indispensable para realizar análisis detallados y obtener resultados precisos, mejorando significativamente nuestro proyecto.

A todos, nuestro más sincero agradecimiento por su invaluable apoyo y colaboración.

Paul Alejandro Espinoza Tenecora, Fausto Mauricio Tapia Calle

RESUMEN:

La presente investigación llevó a cabo una comparación de distintos softwares mineros, tomando en cuenta la planificación, optimización y diseño, utilizando un yacimiento simulado como caso de estudio para posteriormente comparar la planificación tradicional de minería a cielo abierto con una planificación que considera la incertidumbre geológica, en el proceso de modelación, estimación y optimización de aprovechamiento de reservas minerales, utilizando criterios geoestadísticos para el análisis de parámetros inciertos. Esto se lo realizó con distintas herramientas informáticas mineras, demostrando su uso y sus principales diferencias.

Palabras clave: minería, modelación, geoestadística, planificación, optimización, software.

ABSTRACT:

The present research carried out a comparison of different mining software, taking into account planning, optimization and design, using a simulated deposit as a case study to subsequently compare traditional open pit mining planning with planning that considers geological uncertainty, in the process of modeling, estimation and optimization of the use of mineral reserves, using geostatistical criteria for the analysis of uncertain parameters. This was done with different mining computer tools, demonstrating their use and their main differences.

Keywords: mining, modeling, geostatistics, planning, optimization, software.

INDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTOS.....	iv
RESUMEN:	v
ABSTRACT:	vi
INDICE DE CONTENIDOS.....	vii
INDICE DE TABLAS.....	xvi
INDICE DE FIGURAS.....	xx
INDICE DE ANEXOS.....	xxvii
Introducción	1
CAPÍTULO 1	2
1. MARCO TEÓRICO Y DEFINICIONES	2
1.1 Minería	2
<i>1.1.1 Parámetros Geológicos</i>	<i>2</i>
<i>1.1.2 Tipo de depósito... ..</i>	<i>3</i>
<i>1.1.3 Tipo de roca... ..</i>	<i>3</i>
1.1.3.1 Andesita	4
<i>1.1.4 Caracterización del suelo</i>	<i>4</i>
<i>1.1.5 Litología.....</i>	<i>4</i>
<i>1.1.6 Parámetros geomecánicos</i>	<i>5</i>
1.1.6.1 Geometría de talud.....	5
1.1.6.2 Estabilidad de talud.....	6
1.1.6.3 Rampas mineras	6

<i>1.1.7 Origen Software mineros</i>	7
1.2 Ubicación del área de estudio	8
<i>1.2.1 Ubicación geográfica</i>	8
<i>1.2.2 Coordenadas del área</i>	10
<i>1.2.3 Topografía</i>	10
1.3 Geología local	11
<i>1.3.1 Formación Tarqui</i>	12
1.4 Minerales por explotar	12
<i>1.4.1 Oro (Au)</i>	12
<i>1.4.2 Plata (Ag)</i>	12
<i>1.4.3 Cobre (Cu)</i>	12
1.5 Software mineros por utilizar	13
<i>1.5.1 Datamine</i>	13
<i>1.5.2 RecMin Free (Recursos Mineros)</i>	13
<i>1.5.3 RecMin Pro</i>	14
<i>1.5.4 MiningMath</i>	14
<i>1.5.5 SGeMS</i>	14
<i>1.5.6 Excel</i>	15
<i>1.5.7 AutoCAD</i>	15
<i>1.5.8 PyCharm</i>	15
1.6 Modelamiento geológico	15
<i>1.6.1 Implícito</i>	15
<i>1.6.2 Explícito</i>	16

<i>1.6.3 Implícito vs explícito</i>	16
1.7 Sondeos a diamantina	17
1.8 Estimación de Recursos	17
<i>1.8.1 Composición</i>	19
<i>1.8.2 Histogramas</i>	19
<i>1.8.3 Análisis geoestadístico</i>	20
<i>1.8.4 Teoría de las Variables Regionalizadas</i>	20
<i>1.8.5 Semivariograma Experimental</i>	21
1.8.5.1 Parámetros para considerar en el modelamiento de semivariogramas	22
<i>1.8.6 Modelos de Semivariogramas</i>	23
1.8.6.1 Modelo Exponencial	23
<i>1.8.7 Formulación del Kriging</i>	26
<i>1.8.8 Elipsoides de búsqueda</i>	27
<i>1.8.9 Validación cruzada</i>	28
1.9 Modelo de bloques	29
1.10 Simulaciones geoestadísticas	30
<i>1.10.1 Métodos de simulación condicional</i>	31
<i>1.10.2 Métodos secuenciales</i>	31
<i>1.10.3 Simulación secuencial gaussiana</i>	32
1.11 Categorización de recursos	32
<i>1.11.1 Categorización por varianza</i>	33
1.12 Modelamiento geotécnico	34
<i>1.12.1 Condiciones geométricas y fundamentos</i>	34

1.13 Modelamiento económico	37
<i>1.13.1 Cono Móvil Flotante</i>	37
<i>1.13.2 Cono Flotante IV</i>	37
<i>1.13.3 Lerchs & Grossmann</i>	39
<i>1.13.4 Agendamiento Directo de Bloques (DBS)</i>	39
1.14 Planeamiento estratégico	41
<i>1.14.1 Criterios para la selección del pit final</i>	42
<i>1.14.2 Definición de costos y ley de corte</i>	43
<i>1.14.3 Ley equivalente</i>	44
<i>1.14.4 Ingresos y costos del bloque</i>	45
<i>1.14.5 Regla de Taylor</i>	46
<i>1.14.6 Determinación de la vida de la mina utilizando flujos de caja descontados</i>	47
<i>1.14.7 Determinación de la vida de la mina utilizando técnicas de valoración de opciones</i>	47
<i>1.14.8 Modelos de riesgo estocástico</i>	48
<i>1.14.9 Diferentes análisis financieros</i>	48
<i>1.14.10 Costos de capital</i>	49
<i>1.14.11 Costos de producción</i>	49
<i>1.14.12 Capex</i>	50
<i>1.14.13 Opex</i>	50
1.15 Pits anidados	50
1.16 Pushbacks	51
1.17 Programación de la producción	51
1.18 Restricciones operativas	51

CAPÍTULO 2	52
2. INGRESO Y PREPARACIÓN DE DATOS	52
2.1 Sistematización de número de muestras, validación y preparación	52
2.1.1 Sistematización de las coordenadas	53
2.1.2 Sistematización Survey (dirección).....	54
2.1.3 Sistematización de la alteración (litologías)	55
2.1.4 Sistematización de Assays (muestras).....	56
CAPÍTULO 3	57
3. MODELAMIENTO GEOLÓGICO & ESTIMACIÓN DE RECURSOS.....	57
3.1 Modelamiento geológico	57
3.1.1 Ingreso sondeos.....	58
3.1.1.1 RecMin.....	58
3.1.1.2 Studio RM.....	60
3.1.2 Modelamiento de Leyes.....	61
3.1.2.1 Datamine.....	62
3.1.2.1.1 Oro (Au).....	62
3.1.2.1.2 Cobre (Cu)	63
3.1.2.1.3 Plata (Ag).....	64
3.1.2.2 RecMin.....	65
3.1.2.2.1 Oro (Au).....	65
3.1.2.2.2 Cobre (Cu)	66
3.1.2.2.3 Plata (Ag).....	67
3.2 Estimación de recursos	68

3.2.1 <i>Compositación de leyes</i>	68
3.2.1.1 Compositación en SGeMS.....	68
3.2.1.2 Compositación en Datamine.....	70
3.2.2 <i>Histogramas de la compositación</i>	72
3.2.2.1 SGeMS.....	72
3.2.2.2 Studio RM.....	75
3.2.3 <i>Análisis Geoestadístico</i>	78
3.2.3.1 Semivariogramas.....	78
3.2.3.1.1 Datamine.....	78
3.2.3.1.2 SGeMS.....	89
3.2.3.2 Elipsoides de búsqueda.....	92
3.2.3.2.1 Datamine.....	92
3.2.4 <i>Validación gráfica y estadística</i>	93
3.2.4.1 Validación cruzada.....	93
3.2.4.1.1 SGeMS.....	93
3.2.4.1.2 Datamine.....	98
3.3 Creación de modelo de bloques del yacimiento	101
3.3.1 <i>RecMin</i>	101
3.3.1.1 Delimitación de bloques bajo la topografía.....	102
3.3.1.2 Delimitación de bloques con el yacimiento.....	103
3.3.2 <i>Datamine</i>	104
3.3.2.1 Delimitación de Sólido con la superficie.....	104
3.3.3 <i>Bloques bajo superficie</i>	105
3.3.4 <i>Bloques delimitados con el yacimiento</i>	105

3.4 Estimación de reservas.....	106
3.4.1 <i>Studio RM</i>	106
3.4.2 <i>SGeMS</i>	107
3.4.3 <i>Histogramas</i>	108
3.4.3.1 <i>Studio RM</i>	108
3.4.3.2 <i>SGeMS</i>	109
3.5 Simulaciones geoestadísticas	110
3.5.1 <i>Histogramas</i>	110
3.5.1.1 <i>Studio RM</i>	110
3.5.1.2 <i>SGeMS</i>	112
3.5.2 <i>Variogramas de las simulaciones gaussianas</i>	114
3.5.2.1 <i>SGeMS</i>	116
3.6 Resultados y comparación	118
CAPÍTULO 4	119
4. MODELOS DE OPTIMIZACIÓN & PLANEAMIENTO ESTRATÉGICO.....	119
4.1 Modelo Geotécnico	119
4.2 Modelo Económico	120
4.2.1.1 <i>Modelo Económico de bloques</i>	121
4.3 Optimización del Pit Final.....	122
4.3.1 <i>RecMin</i>	122
4.3.1.1 <i>Pit anidado</i>	122
4.3.2 <i>Datamine-Studio NPVS</i>	126
4.3.3 <i>MiningMath</i>	128
4.3.3.1 <i>Pit anidados</i>	129

4.3.3.2 Reportes Pit anidado	130
4.3.4 <i>Resultados y comparación</i>	133
4.4 Planeamiento Estratégico	134
4.4.1 <i>Datamine-Studio NPVS y MiningMath</i>	134
4.4.1.1 Planificación Tradicional vs Planificación Considerando la Incertidumbre.....	134
4.4.1.2 Creación del Pit final operativo	140
4.4.1.3 Reporte.....	142
4.4.2 <i>Pushbacks operativo</i>	144
4.4.2.1 Reportes	145
4.4.3 <i>Schedule</i>	146
4.4.3.1 Secuencia de minado final	147
4.4.3.2 Reportes	150
4.5 MiningMath	157
4.5.1 <i>Fase operativa</i>	157
4.5.2 <i>Fases de secuencia de minado operativa</i>	159
4.5.3 <i>Reportes</i>	161
4.6 Resultados y comparación	170
CAPÍTULO 5	171
5. DISEÑO DEL OPEN PIT	171
5.1 Definición de parámetros del talud.....	171
5.2 Parámetros para el diseño final	172
5.3 Diseño final operativo	174
5.3.1 <i>Datamine</i>	174
5.3.2 <i>MiningMath</i>	177

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	180
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	183
ANEXOS.....	185

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas del área de estudio.....	10
Tabla 2. Coordenadas de sondeos.....	53
Tabla 3. Dirección de los sondeos.....	54
Tabla 4. Alteraciones/litologías sondeos.....	55
Tabla 5. Leyes de los sondeos.....	56
Tabla 6. Volumen de Sólido RecMin.....	59
Tabla 7. Volumen Sólido en Studio RM.....	61
Tabla 8. Parámetros usados para la composición de leyes.....	68
Tabla 9. Resultados de histograma de compositos de Au en SGeMS.....	72
Tabla 10. Resultados de histograma de compositos de Cu en SGeMS.....	73
Tabla 11. Resultados de histograma de compositos de Ag en SGeMS.....	74
Tabla 12. Resultado histograma de compositos de Au en Studio RM.....	75
Tabla 13. Resultados histograma de compositos de Cu en Studio RM.....	76
Tabla 14. Resultados de Histograma de compositos de Ag en Studio RM.....	77
Tabla 15. Parámetros para la realización de los semivariogramas teóricos.....	78
Tabla 16. Parámetros para la realización del semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.....	79
Tabla 17. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.....	80
Tabla 18. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (90/0) realizado en Studio RM.....	80
Tabla 19. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (270/67.5) realizado en Studio RM.....	81

Tabla 20. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (90/22.5) realizado en Studio RM.	82
Tabla 21. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (0/0) realizado en Studio RM.	82
Tabla 22. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (157.5/67.5) realizado en Studio RM.	83
Tabla 23. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (337.5/22.5) realizado en Studio RM.	84
Tabla 24. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (67.5/0) realizado en Studio RM.	85
Tabla 25. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (0/0) realizado en Studio RM.	86
Tabla 26. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (270/67.5) realizado en Studio RM.	87
Tabla 27. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (67.5/0) realizado en Studio RM.	88
Tabla 28. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (90/45) realizado en SGeMS.	89
Tabla 29. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu. (90/90). realizado en SGeMS.	90
Tabla 30. Parámetros usados para la creación del semivariograma de Ag (90/45) realizado en SGeMS.	91
Tabla 31. Datos de la validación cruzada del Au en SGeMS.	94

Tabla 32. Datos de la validación cruzada del Cu en SGeMS.	96
Tabla 33. Datos de la validación cruzada del Ag en SGeMS.	97
Tabla 34. Volumen de Bloques bajo superficie en RecMin.	102
Tabla 35. Volumen de bloques de yacimiento en RecMin.	103
Tabla 36. Resultados simulación gaussiana de Au en Studio RM.....	111
Tabla 37. Resultados de la simulación gaussiana de Cu en Studio RM.	112
Tabla 38. Resultados Simulación Gaussiana de Au en SGeMS.	113
Tabla 39. Resultados Simulación Gaussiana de Cu en SGeMS.	114
Tabla 40. Resultados semivariograma de simulación gaussiana de Au en Studio RM.	115
Tabla 41. Resultados semivariograma simulación gaussiana Cu en Studio RM.....	116
Tabla 42. Parámetros para la elaboración del semivariograma simulación gaussiana Au en SGeMS.....	117
Tabla 43. Parámetros para la elaboración del semivariograma simulación gaussiana Cu en SGeMS.....	118
Tabla 44. Resultados de la estimación de reservas, Studio RM.	118
Tabla 45. Resultados de la estimación de reservas, SGeMS.	118
Tabla 46. Parámetros del modelo económico.	121
Tabla 47. Valores de leyes de un bloque.	123
Tabla 48. Reporte pits anidados en Studio NPV.....	127
Tabla 49. Reporte proceso pit anidado MiningMath.	132
Tabla 50. Reporte Dump pit anidado MiningMath.....	132
Tabla 51. Reporte NPV pit anidado MiningMath.....	133
Tabla 52. Resultados generales de los algoritmos.	133

Tabla 53. Matriz sin capex planta, Studio RM.	137
Tabla 54. Matriz movimiento total anual.....	137
Tabla 55. Matriz capex mina.	138
Tabla 56. Capex mina.	138
Tabla 57. Matriz capex mina-planta.	139
Tabla 58. Reporte fases incrementales, pit con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.	142
Tabla 59. Restricciones geométricas operativas.	143
Tabla 60. Reporte tabla de Pushbacks.	145
Tabla 61. Reporte secuenciamiento final sin dilución.	150
Tabla 62. Reporte secuenciamiento final con dilución.	151
Tabla 63. Tabla de comparación VAN descontando capex mina-planta.	170
Tabla 64. Parámetros de diseño.	173

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Parámetros de un talud. 5

Figura 2. Ortofoto de sector "Pucán". 8

Figura 3. Ubicación del área de estudio. 9

Figura 4. Topografía del área de estudio. 10

Figura 5. Mapa de formaciones presentes en el área de estudio. 11

Figura 6. Flujograma de análisis de proceso para la construcción del histograma. 20

Figura 7. Ejemplo de modelo exponencial. 23

Figura 8. Ejemplo modelo Gaussiano. 24

Figura 9. Ejemplo modelo esférico. 25

Figura 10. Parámetros Semivariograma. 25

Figura 11. Varios modelos posibles para un mismo conjunto de datos de ejemplo. 26

Figura 12. Ejemplo validación cruzada. 29

Figura 13. Diagrama de Flujo del Cono Flotante IV. 38

Figura 14. Formulación de DBS. 40

Figura 15. Modelamiento de sulfuros, en RecMin Pro. 57

Figura 16. Representación de leyes en RecMin. 58

Figura 17. Modelamiento de los sulfuros en RecMin. 59

Figura 18. Sondeos vistos en Studio RM. 60

Figura 19. Sólido del yacimiento en Studio RM. 61

Figura 20. Modelamiento de ley de Au. 62

Figura 21. Modelamiento de leyes de Cu en Studio RM. 63

Figura 22. Modelamiento de leyes de Ag en Studio RM. 64

Figura 23. Modelamiento de leyes de Au en RecMin.	65
Figura 24. Modelamiento de leyes de Cu en RecMin.....	66
Figura 25. Modelamiento de leyes Ag en RecMin.	67
Figura 26. Composición de Au en SGeMS.....	68
Figura 27. Composición Cu en SGeMS.....	69
Figura 28. Composición de la Ag en SGeMS.....	69
Figura 29. Composición Au en Studio RM.....	70
Figura 30. Composición Cu en Studio RM.....	70
Figura 31. Composición Ag en Studio RM.....	71
Figura 32. Histograma de composición de Au en SGeMS.	72
Figura 33. Histograma de composición de Cu en SGeMS.	73
Figura 34. Resultados de histograma de compositos de Ag en SGeMS.....	74
Figura 35. Histograma de compositos de Au en Studio RM.	75
Figura 36. Histograma de compositos de Cu en Studio RM.....	76
Figura 37. Histograma de compositos de Ag en Studio RM.	77
Figura 38. Semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.....	78
Figura 39. Semivariograma de Au (180/67.5) en Studio RM.....	79
Figura 40. Semivariograma de Au (90/0) en Studio RM.....	80
Figura 41. Semivariograma de Cu (270/67.5) en Studio RM.....	81
Figura 42. Semivariograma de Cu (90/22.5) en Studio RM.....	81
Figura 43. Semivariograma de Cu (0/0) en Studio RM.....	82
Figura 44. Semivariograma de Ag (157.5/67.5) en Studio RM.....	83
Figura 45. Semivariograma de Ag (337.5/22.5) en Studio RM.....	84

Figura 46. Semivariograma de Ag (67.5/0) en Studio RM.....	85
Figura 47. Semivariograma de recuperación (0/0) en Studio RM.....	86
Figura 48. Semivariograma de recuperación. (270/67.5) en Studio RM.....	87
Figura 49. Semivariograma de recuperación. (67.5/0) en Studio RM.....	88
Figura 50. Semivariograma del Au (90/45) realizado en SGeMS.....	89
Figura 51. Semivariograma del Cu (90/90) realizado en SGeMS.....	90
Figura 52. Semivariograma del Ag (90/45) realizado en SGeMS.....	91
Figura 53. Elipsoide de búsqueda del Au en Studio RM.....	92
Figura 54. Elipsoide de búsqueda del Cu en Studio RM.....	92
Figura 55. Elipsoide de búsqueda del Ag en Studio RM.....	93
Figura 56. Validación Cruzada Au en SGeMS.....	94
Figura 57. Corte Seccional de estimación de Au en SGeMS.....	95
Figura 58. Validación Cruzada Cu en SGeMS.....	95
Figura 59. Corte seccional Estimación de Cu en SGeMS.....	96
Figura 60. Validación Cruzada Ag en SGeMS.....	97
Figura 61. Corte seccional de Ag en SGeMS.....	98
Figura 62. Validación Cruzada Au en Studio RM.....	98
Figura 63. Corte seccional de Au en Studio RM.....	99
Figura 64. Validación Cruzada Cu en Studio RM.....	99
Figura 65. Corte seccional de Cu en Studio RM.....	100
Figura 66. Validación Cruzada Ag en Studio RM.....	100
Figura 67. Corte seccional de Ag en Studio RM.....	101
Figura 68. Dimensiones para los bloques generados en AutoCAD.....	101

Figura 69. Bloques bajo la superficie en RecMin.....	102
Figura 70. Bloques del yacimiento en RecMin.....	103
Figura 71. Sólidos Bajo la superficie en Studio RM.	104
Figura 72. Bloques bajo la superficie en Studio RM.....	105
Figura 73. Bloques del yacimiento en Studio RM.....	105
Figura 74. Estimación del Au en Studio RM.....	106
Figura 75. Estimación de Cu en Studio RM.	107
Figura 76. Estimación de Au en SGeMS.....	107
Figura 77. Estimación de Cu en SGeMS.	108
Figura 78. Histograma Au estimación, Studio RM.....	108
Figura 79. Histograma Cu estimación, Studio RM.....	109
Figura 80. Histograma Au estimación, SGeMS.....	109
Figura 81. Histograma Cu estimación, SGeMS.....	110
Figura 82. Simulación gaussiana Au en Studio RM.....	110
Figura 83. Simulación gaussiana Cu en Studio RM.	111
Figura 84. Simulación Gaussiana del Au en SGeMS.	112
Figura 85. Simulación gaussiana de Cu en SGeMS.	113
Figura 86. Semivariograma Simulación Gaussiana Au “90/0” en Studio RM.	114
Figura 87. Semivariograma Simulación Gaussiana Cu en Studio RM.....	115
Figura 88. Semivariograma Simulación Gaussiana Au en SGeMS.....	116
Figura 89. Semivariograma Simulación Gaussiana Cu en SGeMS.....	117
Figura 90. Ángulo por zonas del área de trabajo.	119
Figura 91. Modelo Económico de bloques.	121

Figura 92. Corte seccional modelo económico.....	122
Figura 93. Pit anidado RecMin Free.....	124
Figura 94. Pit anidado RecMin Pro.....	125
Figura 95. Curva ley tonelaje RecMin Pro.	125
Figura 96. Obtención del pit anidado.....	126
Figura 97. Corte seccional pit anidado.	127
Figura 98. Pit anidados en MiningMath.	129
Figura 99. Gráfico periodo tonelaje proceso.....	130
Figura 100. Gráfico periodo tonelaje Dump.....	130
Figura 101. Gráfico periodo NPV.....	131
Figura 102. Gráfico periodo NPV acumulativo.....	131
Figura 103. Modelo matemático estocástico.	135
Figura 104. Determinación de capex mina.	136
Figura 105. Determinación capex planta.	136
Figura 106. Dimensionamiento mina-planta.....	139
Figura 107. Pit final con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.	141
Figura 108. Corte seccional pit final con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.....	141
Figura 109 Reporte de barras Pit por Pit.....	142
Figura 110. Pushbacks operativos, Studio NPVS.....	144
Figura 111. Diagrama de barras Pushbacks/Tonelaje.....	145
Figura 112. Secuencia final de minado, Studio NPVS.	147
Figura 113. Pits con incertidumbre, Studio NPVS.	147
Figura 114. Fases de la secuencia operativo de minado del 1 al 6, Studio NPVS.....	148

Figura 115. Fase operativa final, Studio NPVS.....	149
Figura 116. Producción del proceso.....	152
Figura 117. Producción del proceso y movimiento total.....	153
Figura 118. Ley de Au por periodos.....	154
Figura 119. Ley de Cu por periodos.....	155
Figura 120. Ley de Ag por periodos.....	156
Figura 121. Secuencia minado operativo MiningMath.....	158
Figura 122. Fases de la secuencia de minado de MiningMath.....	159
Figura 123. Fase final de MiningMath.....	160
Figura 124. Gráfico proceso producción por periodos, MiningMath.....	161
Figura 125. Gráfico proceso producción de Dump por periodos, MiningMath.....	162
Figura 126. Gráfico proceso producción total por periodos, MiningMath.....	163
Figura 127. Gráfico proceso Stock por periodos, MiningMath.....	164
Figura 128. Gráfico ley de Au por periodos, MiningMath.....	165
Figura 129. Gráfico ley de Cu por periodos, MiningMath.....	166
Figura 130. Gráfico ley de Ag por periodos, MiningMath.....	167
Figura 131. Gráfico del NPV por periodos, MiningMath.....	168
Figura 132. Gráfico NPV acumulado por periodos, MiningMath.....	169
Figura 133. Parámetros de talud para el Pit.....	171
Figura 134. Diseño por fases (1-6), realizado en RecMin.....	174
Figura 135. Fase final con escombrera, realizado en RecMin.....	175
Figura 136. Diseño final visto en 3D, realizado en RecMin.....	176
Figura 137. Diseño por fases (1-6), realizado en RecMin.....	177

Figura 138. Fase final en 2D, realizado en RecMin. 178

Figura 139. Fase final en 3D, realizado en RecMin. 179

INDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Tabla del VAN del diseño final.....	185
Anexo 2. Modelamiento geológico en RecMin.	185
Anexo 3. Modelamiento geológico en Datamine	186
Anexo 4. Cálculo de composición en RecMin.....	186
Anexo 5. compositos filtrados por litología, RecMin.....	187
Anexo 6. Ingreso parámetros para semivariogramas, SGEMS.....	187
Anexo 7. Ingreso de datos para generar bloques en RecMin.....	188
Anexo 8. Bloques en bruto RecMin.....	188
Anexo 9. Sólido en bruto Datamine.....	189
Anexo 10. Histogramas acumulados oro, Datamine.....	189
Anexo 11. Histogramas acumulados Cu en Datamine.....	190
Anexo 12. Cálculo de Cono Flotante, RecMin.	190
Anexo 13. Cálculo de cono IV en RecMin Pro.	191
Anexo 14. Pushbacks no operativo, Datamine.	192
Anexo 15. Pit anidado no operativo MiningMath.	193
Anexo 16. Diseño del pit de Datamine.	194
Anexo 17. Diseño del pit de MiningMath.	194

Introducción

Tanto en la minería como en la geología, la recolección y análisis de datos son indispensables para posteriores procesos como la estimación de reservas, modelamiento económico, modelos de optimización y una planificación de carácter estratégico en la que la cantidad de datos suele ser alta. Esto se debe a que se realizan cientos de sondeos con la finalidad de tener una mayor certeza de las leyes y con esto poder simular distintos escenarios de explotación para llegar al mejor planeamiento minero.

La falta de una aplicación adecuada de software en la planificación minera trae diferentes problemas en muchas situaciones cotidianas de una empresa minera, como, por ejemplo, sistemas de explotación ineficientes, secuencias de extracción poco efectivas y estimaciones de reservas imprecisas, además de un inadecuado control de la producción del mineral. Esto ha llevado a una selección inapropiada de áreas de explotación debido a los altos costos y a las limitaciones derivadas de la falta de un programa especializado. Este panorama resalta la necesidad urgente de una mejor implementación de herramientas tecnológicas y una formación más sólida en el uso de estas nuevas tecnologías.

Debido a lo ya antes mencionado, vamos a analizar, investigar, probar, evaluar y comparar las distintas técnicas mineras adentrándonos en las funciones de cada software. Esto lo haremos partiendo de la ejemplificación de una mina a cielo abierto para obtener los mejores resultados, permitiéndonos así analizar diversos escenarios y evitar pérdidas económicas al asegurar un diseño operativo rentable.

CAPÍTULO 1

1. MARCO TEÓRICO Y DEFINICIONES

1.1 Minería

La estimación de recursos minerales, el manejo de bases de datos, la formulación de planeamientos mineros y otras tareas programadas en una faena han sido introducidas por la industria minera como resultado del gran desarrollo de los programas de cálculo financiero y las computadoras cada vez más avanzadas. En particular, para la planificación minera a cielo abierto, se ha llevado a cabo una gran cantidad de investigación sobre el problema de determinar el pit final y la secuencia de extracción ideal de los bloques (Castillo Delgado, 2009).

1.1.1 Parámetros Geológicos

- **Litología:** Tipo de roca presente en el yacimiento, sulfuros, brechas, andesitas, entre otros.
- **Porosidad:** Cantidad de espacios vacíos dentro de la roca, es decir, la cantidad de huecos que tiene la roca. Esto afectará la capacidad de una roca para permitir la velocidad a la que los fluidos pasen a través de ella.
- **Campo tensional:** El campo tensional o estado de tensión describe las fuerzas ejercidas en las rocas.
- **Estructura geológica:** Aquí se habla acerca de las fallas, pliegues o fracturas que puede llegar a tener el yacimiento, de aquí dependerá el tipo de explotación y la fortificación de ser necesaria.

- **Densidad:** La densidad de la roca es su masa en un determinado volumen.
- **Contenido mineral:** La identificación y determinación de los minerales presentes al interior de una roca.
- **Geometría del yacimiento:** Forma (tabular, lenticular, etc.) y tamaño del yacimiento (profundidad y potencia del yacimiento).
- **Alteración:** Modificaciones químicas y físicas de las rocas provocadas por la influencia de los agentes externos como lo son lluvia, sol, agua. Puede influir en la calidad de la roca y en su resistencia.

1.1.2 Tipo de depósito

Para esta investigación se propuso un tipo de depósito epitermal. Esta clase de depósito se caracterizan por estar cerca de la superficie, a temperaturas altas, así como también porque estos depósitos tienen un importante potencial de elementos valiosos, como lo son el oro, cobre y plata.

“Estos depósitos están caracterizados por su alta sulfuración, estos actualmente son minados a cielo abierto o subterráneo, sus leyes altas hacen que sean muy llamativos porque tienen más probabilidad de ser rentables por mucho más tiempo que un depósito normal”(John et al., 2010, p. 15).

1.1.3 Tipo de roca

Dentro de la zona de interés solo se pudo observar la formación Tarqui. La capa volcánica conocida como Formación Tarqui, que se encuentra sobre sedimentos, se cree que es similar a la

Formación Tambo Viejo del Mioceno superior, aquí se encuentra la andesita como roca principal.

1.1.3.1 Andesita

La andesita, en una roca volcánica con una textura hipocrystalina, tienen una matriz vítrea. Este tipo de roca suele ser encontrada en formaciones como la Formación Yunguilla, la Formación Tarqui, entre otras formaciones.

1.1.4 Caracterización del suelo

Esta formada por tobas ácidas caolinizadas, algunas de las cuales han sido muy afectadas por la meteorización, mientras que otras tobas tienen tonalidades blancas y rojas y cubren todas las unidades geológicas más antiguas de la región.

1.1.5 Litología

Dentro de la litología tenemos tres:

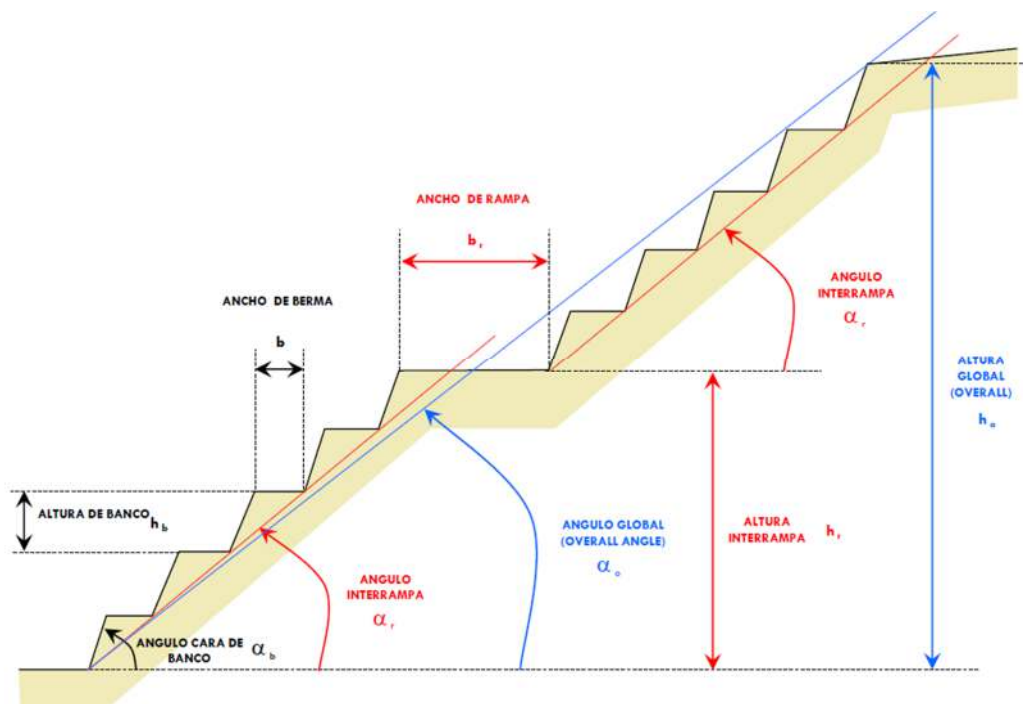
- **Sulfuros masivos:** Estos sulfuros se caracterizan por ser ricos en sulfuro, y también ricos en minerales metálicos.
- **Brecha:** Rocas de fragmentos unidos de distintas rocas, por lo general se forman en cráteres de impacto.
- **Andesita:** Tipo de roca volcánica, de alta dureza.

1.1.6 Parámetros geomecánicos

1.1.6.1 Geometría de talud

Los componentes geométricos de un talud minero se pueden determinar utilizando criterios y requisitos para su diseño esto dependerá de las características geomecánicas de la zona, estos también deberán cumplir con el factor de seguridad mínimo el cual va de 1.5 a 2, con el fin de ver la relación que hay entre las fuerzas resistentes (Parra, 2015).

Figura 1. Parámetros de un talud.



Fuente: Obtenido de Codea Blog, 2024.

- **Ángulo cara de banco:** Ángulo entre la horizontal y la pared del banco.
- **Altura de banco:** Altura que generalmente debe ajustarse a las especificaciones del equipo de carguío que se utilizará en la mina.
- **Ancho de berma:** Va desde la pata del banco a la cresta del banco.

- **Ángulo inter-rampa:** Ángulo entre un segmento de rampa y la pata de banco superior.
- **Ángulo global de talud:** Ángulo que se forma entre la cresta del banco que cruza la superficie topográfica original y la pata del banco más profundo del rajo.
- **Altura de talud global:** Altura vertical entre, la cresta del banco que cruza la superficie topográfica original y la pata del banco más profundo del rajo.
- **Ancho de rampa:** Ancho del segmento por el cual se moverán los equipos de transporte.

1.1.6.2 Estabilidad de talud

Este es uno de los más importantes, dado que es esencial para operaciones mineras, visto principalmente desde la seguridad, así como también en la parte económica.

Geotecnia: Análisis detallado del terreno para comprender sus propiedades, como lo son RQD, resistencia a la roca, esfuerzos. Esto es fundamental para prevenir fallas y evitar colapsos en la operación.

FS (factor de seguridad): El factor de seguridad indica la estabilidad en la que se encuentra el talud, es decir, si es que el talud es o no seguro.

1.1.6.3 Rampas mineras

Las rampas mineras juegan un papel importante en el diseño, ya que de aquí va a depender mucho la eficiencia de la maquinaria y también los costos finales, de igual manera la pendiente tendrá que ser segura para la maquinaria, es por esto por lo que necesitamos un acceso no muy prolongado para mejorar los tiempos de recorrido y tener así una mayor eficiencia operativa.

Diseño Óptimo: Diversas maneras de incluir una rampa en el diseño final operativo y su influencia en el “VAN”.

1.1.7 Origen Software mineros

La minería es una de las actividades más antiguas que remonta incluso desde el origen del ser humano. Por lo cual es evidente la importante evolución que han tenido estas herramientas informáticas dentro de las faenas mineras. En los comienzos de la minería, no se contaba con planes de producción ni mucho menos estimación de recursos, además de ello, la explotación en aquellos tiempos se realizaba siguiendo el mineral, lo cual no garantizaba una explotación eficiente al estar tratando con mucha incertidumbre.

Con el pasar del tiempo los yacimientos más abundantes en el planeta que se podían extraer sin mayor complicación se han ido agotando por lo cual las nuevas tecnologías se han ido adaptando a poder mejorar la eficiencia dentro de la operación con el fin de maximizar el valor del proyecto, disminuir costos y medir de mejor manera la incertidumbre a lo que nos enfrentamos en el mundo de la minería.

El primer software minero no se conoce cuál fue, sin embargo, existen algunos softwares mineros conocidos en la industria minera. Estos son los siguientes:

MineSight: Desarrollado por Mintec, Inc. en Tucson, Arizona, EE. UU, en 1970, adquirido por Hexagon AB en 2014.

Surpac: Desarrollado por “Surpac Minex Group” en Australia en 1982, adquirido por Gemcom Software International en 2006, y luego por Dassault Systèmes en 2012.

Datamine: Datamine Software tiene su origen en 1981, cuando se fundó la empresa Datamine Pty Ltd. en Australia. La empresa fue creada por Minnie Hughes y Bruce McKelvey, quienes tenían la visión de desarrollar un software de geología y planificación minera que fuera fácil de usar y accesible para la industria minera.

1.2 Ubicación del área de estudio

1.2.1 Ubicación geográfica

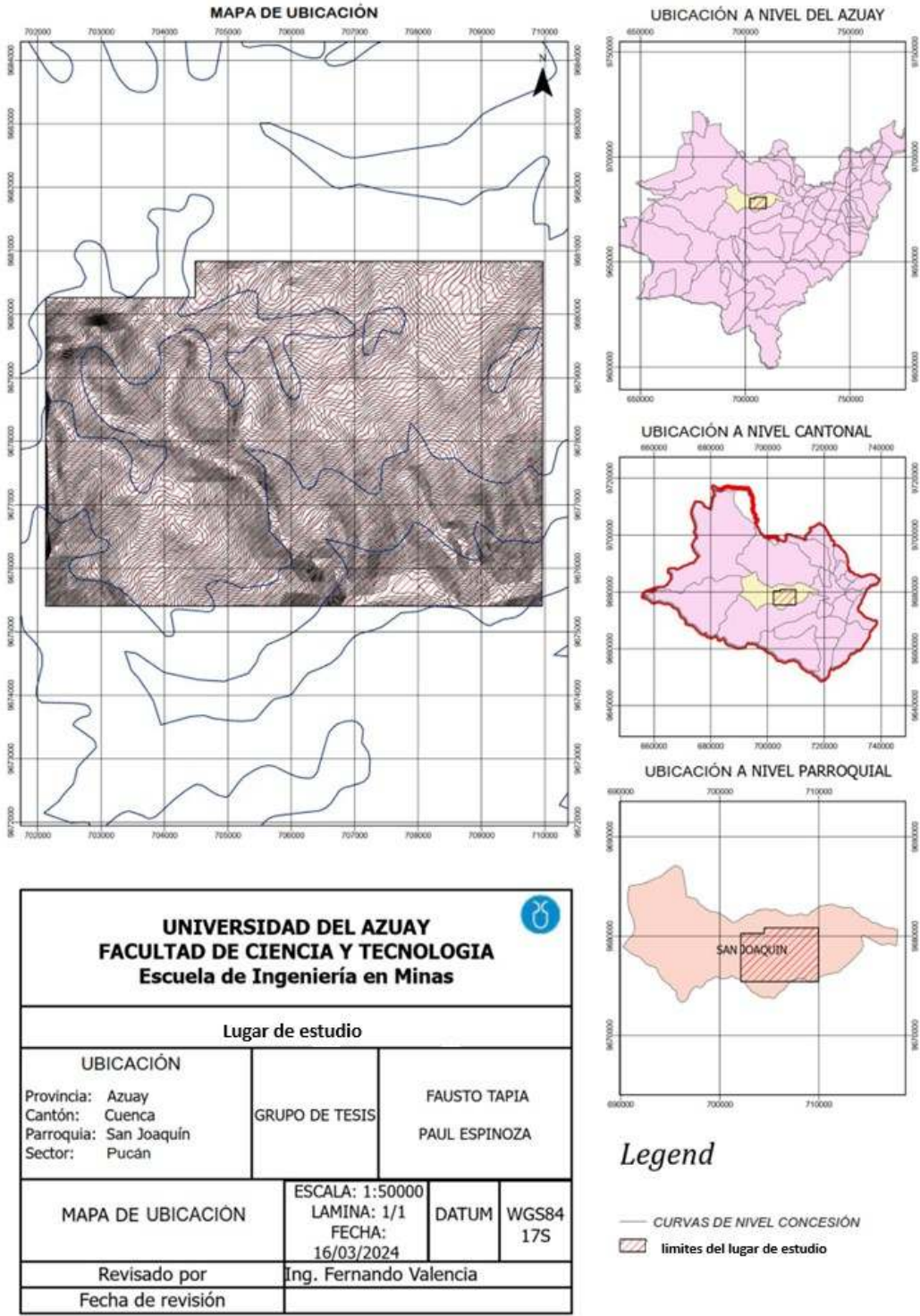
Pucán se encuentra a 9 km de Cuenca, provincia de Azuay, al sur de Ecuador. Ubicado en las afueras de la ciudad, en una región rural, aunque la parroquia de Pucán es principalmente rural. Su cercanía a Cuenca le permite acceder a servicios urbanos.

Figura 2. Ortofoto de sector "Pucán".



Fuente: (Google Earth,2024).

Figura 3. Ubicación del área de estudio.



Fuente. Elaboración propia.

1.2.2 Coordenadas del área

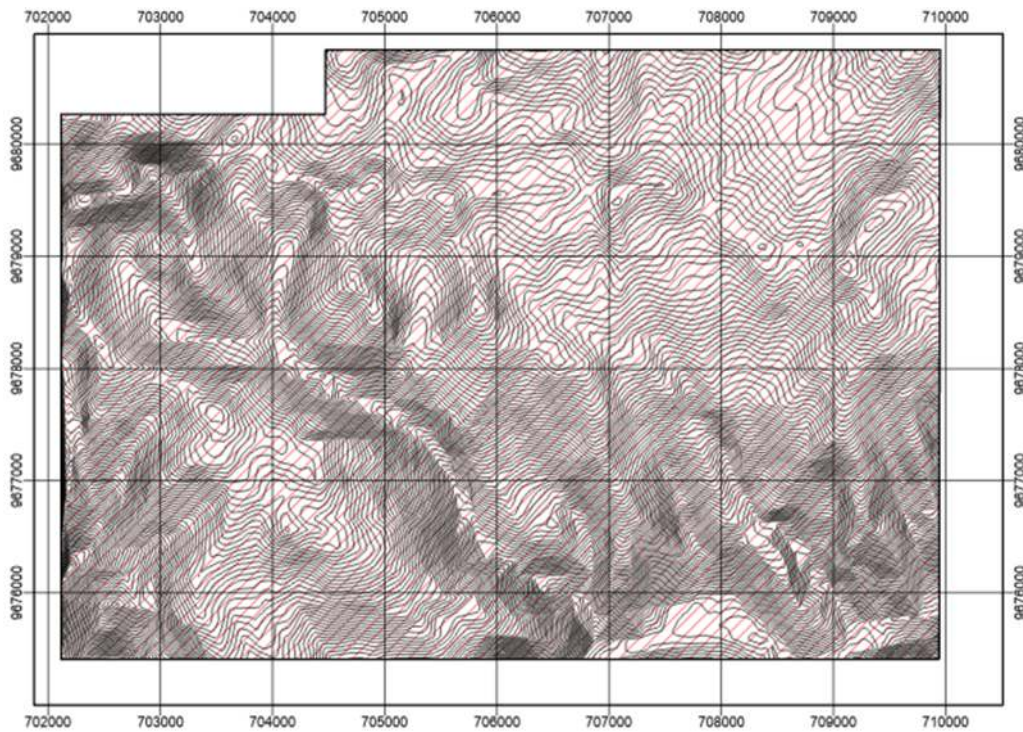
Tabla 1. Coordenadas del área de estudio.

Provincia	Cantón	SECTOR
AZUAY	CUENCA	PUCÁN
Coordenadas del área de estudio.		
Coordenadas UTM WGS84		
X		Y
709985		9680868
704488		9680868
704488		9680264
702149		9680264
702149		9675428
709985		9675428

Fuente. Elaboración propia.

1.2.3 Topografía

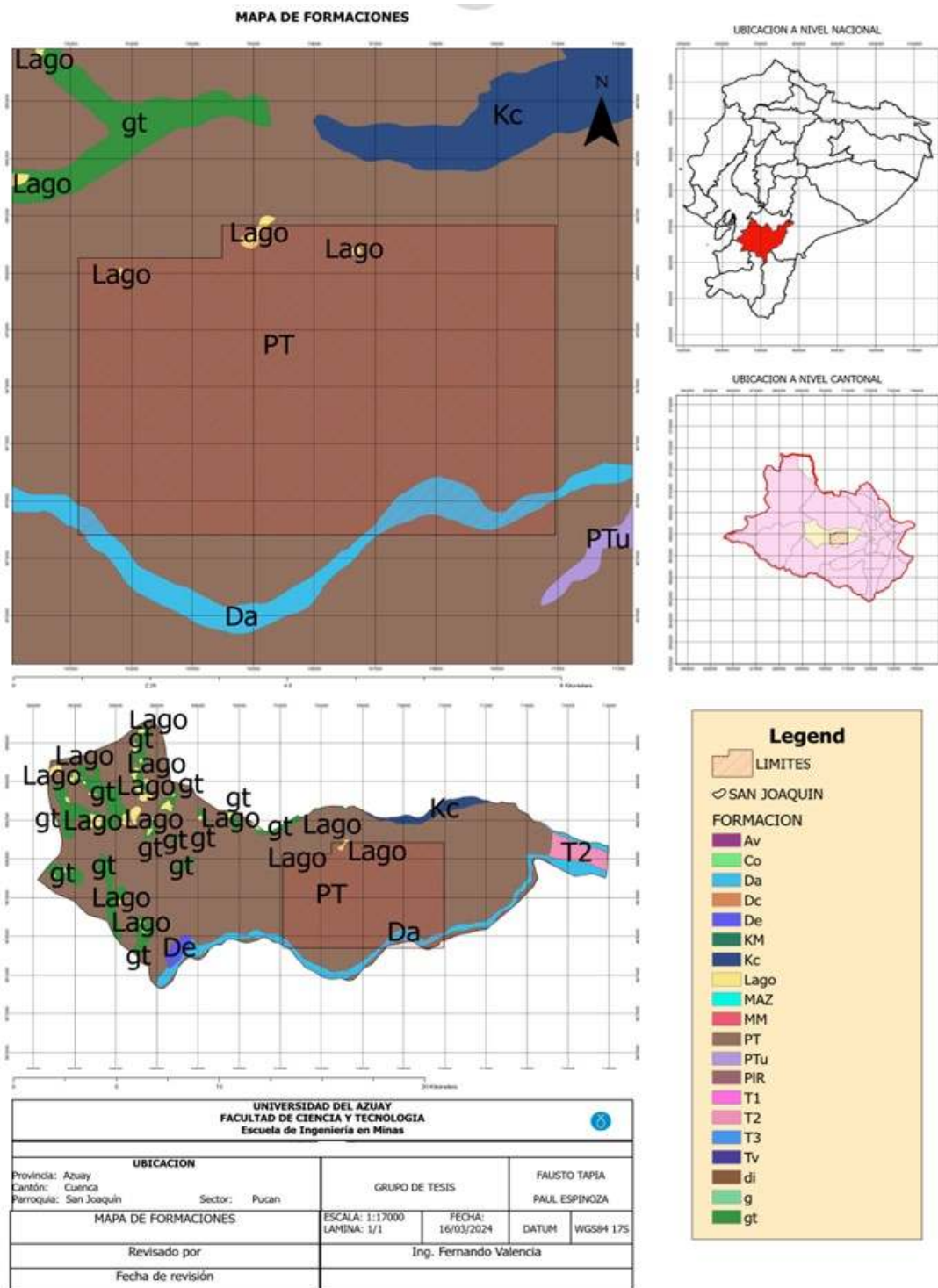
Figura 4. Topografía del área de estudio.



Fuente: Elaboración propia.

1.3 Geología local

Figura 5. Mapa de formaciones presentes en el área de estudio.



Fuente: Elaboración propia.

1.3.1 Formación Tarqui

Dentro de la zona de interés solo se puede observar la formación Tarqui. La capa volcánica conocida como Formación Tarqui, que se encuentra sobre sedimentos, se cree que es similar a la Formación Tambo Viejo del mioceno superior. Esta formación está formada por tobas ácidas caolinizadas, algunas de las cuales han sido muy afectadas por la meteorización, mientras que otras tobas tienen tonalidades blancas y rojas y cubren todas las unidades geológicas más antiguas de la región.

“Está formada por rocas piroclásticas ácidas, pero se observa de vez en cuando lavas. También se puede observar flujos oscuros de granos finos de composición andesítica, sobre este nace una secuencia de tobas de composición dacítica y riolítica.”(Proaño C. Gastón, 2005)

1.4 Minerales por explotar

1.4.1 Oro (Au)

El oro (Au), es un metal precioso, conocido por su resistencia a la oxidación y corrosión, además de ser maleable y dúctil. Es útil por sus propiedades de excelente conductor, de electricidad y calor.

1.4.2 Plata (Ag)

La plata (Ag) es otro metal precioso que destaca por su alta conductividad eléctrica y térmica, al igual que el oro. Es maleable y dúctil y posee un brillo blanco característico.

1.4.3 Cobre (Cu)

El cobre (Cu) es un metal de color rojizo, conductor de calor y electricidad, maleable y dúctil, resistente a la corrosión y con alta demanda industrial.

1.5 Software mineros por utilizar

1.5.1 Datamine

Datamine cuenta con varias familias de software, sin embargo, para la presente investigación se utilizó Studio RM y NPVS, donde analizaremos y probaremos sus diversas herramientas. “Studio RM” permite modelar de forma implícita como explícita, crear modelo de bloques, variografía y estimación de reservas minerales entre otras varias opciones.

“Studio NPVS es un sistema completo de planificación de minas a cielo abierto que abarca desde la preparación de datos hasta la optimización de cortas, la optimización de la ley de corte, la programación, el análisis de transporte y la gestión de acopios. Se establecen los costos y precios de la vida útil de la mina y se calcula el valor intrínseco de cada bloque utilizando un modelo de bloques estimado basado en sus características geometalúrgicas para crear el modelo económico. Si se han calculado externamente, estos valores pueden calcularse por Studio NPVS o importarse”.(Datamine Corporate Limited., 2024)

1.5.2 RecMin Free (Recursos Mineros)

RecMin Free es un software libre que se desarrolló en el año de 1989 en el Proyecto Carles, en Asturias, España, con la empresa Anglo American y el Dr. Cesar Castañón Fernández con el fin de diseñar un software que permitiese estimar reservas mediante el método de los polígonos programado en QBasic. Con el tiempo se fue mejorando y empezó a añadir información de sondeos, superficies, secciones, etc. Desde 1993 a 2007 se desarrolló y amplió una colaboración con la empresa “Río Narcea Gold Mines” para la exploración y explotación en los yacimientos que tenía la empresa en esa época en países como España y África, desde esto último se empezó

a compartir por internet con el fin de geólogos e ingenieros pudieran tener las últimas versiones y manejar la misma base de datos.

A partir de 2005, se puso a disposición de cualquier profesional su descarga en la página oficial de RecMin. Finalmente, podemos decir que RecMin permite realizar modelamiento geológico (explícito), estimación de reservas, modelo económico de bloques, optimización de pit mediando el algoritmo del cono flotante y finalmente permite realizar diseño de minas a cielo abierto y subterránea.

1.5.3 RecMin Pro

Con la colaboración de la Universidad de Oviedo y varias empresas se desarrolló un nuevo software (RecMin Profesional). Es la versión comercial de RecMin, y posee las herramientas más potentes y avanzadas, además se complementa con el RecMin Free.

1.5.4 MiningMath

Es un software avanzado de planificación y optimizaciones minas, el cual incluye algoritmos matemáticos complejos que abordan desafiantes aspectos no lineales para la resolución de los proyectos más exigentes en minería a cielo abierto. Este software consiste en una formulación de programación lineal entera mixta, utiliza el algoritmo de DBS (Agendamiento Directo de Bloques) y Branch and Cut.

1.5.5 SGeMS

SGeMS (Stanford Geostatistical Modeling Software) fue desarrollado por un grupo de investigadores de la Universidad de Stanford, es un software libre desarrollado para realizar modelamiento geoestadístico. Es una herramienta que permite llevar a cabo análisis espaciales

avanzados y modelar variabilidad espacial, está en constante mejora por la comunidad global y la academia.

1.5.6 Excel

Microsoft Excel es una de hoja de cálculo desarrollada por Microsoft. Es parte del conjunto de aplicaciones de Microsoft Office y se utiliza ampliamente en diversos campos, incluyendo negocios, finanzas, ingeniería, y ciencia, para gestionar y analizar datos.

1.5.7 AutoCAD

AutoCAD es un software de diseño asistido por computadora (CAD) desarrollado por Autodesk. Utilizado por arquitectos, ingenieros, diseñadores gráficos y otros, AutoCAD crea dibujos y diagramas técnicos precisos en 2D y 3D. Su capacidad para crear representaciones detalladas y precisas de objetos físicos lo convierte en una herramienta importante en muchas industrias.

1.5.8 PyCharm

PyCharm es un entorno de desarrollo integrado (IDE) desarrollado por la empresa JetBrains específicamente para la mejora de Python. Proporciona muchas herramientas y funciones que facilitan la creación, depuración y administración de proyectos de Python, lo que aumenta la productividad y la eficiencia de los desarrolladores.

1.6 Modelamiento geológico

1.6.1 Implícito

El software “Studio RM” de Datamine permite realizar un modelamiento tanto implícito como explícito, sin embargo, para la ejemplificación propuesta se utilizó el modelamiento

implícito, esto último tiene una ventaja considerable al modelamiento explícito no solo en el tiempo y la precisión también en la posibilidad de incorporar incertidumbre desde el modelamiento geológico y el software Studio RM posee estas interesantes herramientas.

El modelamiento implícito se podría decir que es una versión mejorada del modelamiento explícito, esto ya que, es más eficiente. Sin embargo, para un correcto análisis se ocupa el implícito como el explícito.

1.6.2 Explícito

Cuando se habla de modelamiento explícito, se refiere a la creación de un modelamiento geológico, el cual se lo realiza desde los sondeos de forma manual. Es bastante común en la mayoría de los programas especializados en modelamiento geológico.

El modelamiento explícito permite observar las distintas estructuras del yacimiento de forma de tener una idea clara y concisa de la geometría real del depósito. Esto se lo realizó en dos software “RecMin Free y RecMin Pro”.

RecMin dentro de su interfaz cuenta con herramientas para el modelamiento explícito también proporciona datos detallados para realizar los distintos cálculos mineros, esto requiere de la representación de sondeos, secciones paralelas a determinada distancia, con el fin de dar forma dibujando secciones que atraviesen contactos litológicos y posteriormente generar el sólido.

1.6.3 Implícito vs explícito.

Al comparar las distintas herramientas de cada método se observa que el modelamiento implícito tiene una ventaja en cuestión de tiempo y precisión, a comparación del modelo

explicito, ya que el implícito tiene la capacidad de realizar el modelo en cuestión de minutos sin necesidad de una intervención manual, aun así, el modelamiento explícito puede llegar a tener igual precisión con mucha más dependencia de parte del profesional que lleve a cabo el trabajo.

Unas de las desventajas más grandes del modelamiento implícito es que depende mucho de la calidad de los datos empleados en la campaña de exploración minera, lo cual también es limitante desde el punto de vista económico sobre todo para pequeñas empresas que cada vez más optan por la modernidad.

1.7 Sondeos a diamantina

La perforación a diamantina se realiza con una broca descubierta que hace rotar la llamada “corona”, que contiene diamantes (impregnados o insertos) de diferentes tamaños. Dependiendo del lugar donde se vaya a perforar, se seleccionará la broca más adecuada. La corona está conectada al barril a través de un “escariador”, al que se le añaden las barras, que son aceros huecos a través de los cuales circula el lodo. (Lambert Barrientos, 2000).

1.8 Estimación de Recursos

La Estimación de recursos/reservas de un yacimiento tiene como finalidad la determinación de la cantidad, calidad y posibilidades de explotación del mineral que lo compone, ya sea metálico, no metálico. La planificación del modelo económico, la explotación, el tratamiento del mineral, la recuperación del medio natural, son aspectos que no se pueden afrontar sin un cálculo de reservas.

La estimación de reservas permite determinar la calidad en los recursos que tenemos en el yacimiento, eso con el fin de realizar un modelo económico del proyecto y garantizar que la planificación sea lo más realista posible. Se lo puede realizar bajo el concepto de incertidumbre

geológica, ya que mediante esta técnica se puede tener una mejor visión del proyecto minero, dado que al trabajar bajo este concepto las decisiones llegan a ser más precisas, al mismo tiempo que minimiza la incertidumbre sobre un futuro muchas veces incierto, estas pueden ser variables geológicas o de mercado.

Utilizar la incertidumbre en un depósito mineral hace referencia a trabajar en un enfoque distinto al tradicional, como lo es simular el comportamiento de variables de interés considerándolas como aleatorias, respetando las mismas características de variabilidad y correlación espacial de los datos originales, con el propósito de poder llevar todas estas características a un semivariograma y ajustarlo a un modelo teórico.

El Kriging es el método más utilizado debido a su gran eficiencia al momento de realizar una estimación insesgada, este método promete ser el mejor estimador lineal insesgado, la restricción de los estimadores lineales se acercan mucho a la realidad es decir son muy naturales, esto implica solo conocer el instante de segundo orden de la función aleatoria, covarianza y varianza, es por esto por lo que se lo considera el mejor estimador (Díaz Viera, 2002).

Fórmula general Kriging:

$$Z(x_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i * Z(x_i)$$

$Z(x_0)$ = Estimación Kriging.

N = Puntos de muestreo.

λ_i = Pesos de $Z(x_i)$.

$Z(x_i)$ = Valores de cada muestra.

1.8.1 Composición

En la minería se entiende por composición a la regularización de leyes en una campaña de exploración, a esta regularización se la puede realizar de acuerdo a cierta distancia (intervalos), la cual puede estar influenciada por varios criterios técnicos. En el caso del depósito propuesto se lo realizó cada 2 metros, esto con el fin de mantener los datos más parecidos a los originales y estimar la cantidad, calidad de metales presentes en la estructura mineral.

Antes de la ejecución del programa se ingresa la definición de los distintos parámetros para la composición que se consideraran en el proceso como lo son: variables diluidas, litologías, tamaño de muestra, incluso respetar los mínimos y máximos de la distribución de leyes con el fin de mantener la variabilidad real del depósito (Caballero Rondan, 2010).

1.8.2 Histogramas

Los histogramas en la minería, como en muchos otros campos, es una parte importante de la estadística que permite visualizar la distribución y frecuencia de una base de datos. Esto es útil para representar su forma simétrica o asimétrica (positiva o negativa). Además, identifica la presencia de valores atípicos que puede ser indicativo de errores o de diferentes poblaciones en un mismo conjunto de datos.

Existen ciertos pasos para la realización del histograma a partir de una distribución de datos (leyes), estos pasos se muestran en la siguiente figura.

Figura 6. Flujograma de análisis de proceso para la construcción del histograma.

Proceso de Análisis de Leyes de Mineral



Fuente: Elaboración propia.

1.8.3 Análisis geoestadístico

Los primeros indicios de geoestadística nacieron en los años 1951 y 1952, en el cual se publicaron dos increíbles artículos escritos por un ingeniero de minas sudafricano Danie Krige (1919 – 2013), esto provocó un cambio radical en la estimación de reservas minerales que desembocó en la famosa “teoría de variables regionalizadas”, uno de los mayores aportes que surgieron de esta teoría es que es un método de predicción espacial. Estos métodos fueron desarrollados por Georges Matheron y la Escuela de Minas de París, los cuales ofrecían una óptima evaluación de los recursos minerales.

1.8.4 Teoría de las Variables Regionalizadas

La variable regionalizada es una función que representa la variabilidad en el espacio de una cierta magnitud comúnmente asociada a fenómenos naturales. Esto en términos mineros se

puede decir que trata de estimar o encontrar un valor a una variable no muestreada, a partir de un muestreo fragmentario comúnmente de testigos de perforación.

La teoría de las variables regionalizadas propone dos objetivos principales:

- Expresar características geológicas estructurales mediante algún ajuste matemático adecuado.
- Estimar a partir del problema de una variable regionalizada que parte de un conjunto de muestras e ir asignando errores a la estimación (varianza).

1.8.5 Semivariograma Experimental

Al contrario de la estadística clásica que considera las muestras como variables aleatorias, lo que plantea el análisis geoestadístico es encontrar una buena hipótesis de correlación entre ellas, una buena manera de expresar dicha correlación es con un ajuste de modelación matemática denominada semivariograma.

La herramienta principal de la geoestadística es el semivariograma experimental, ya que de aquí parte el análisis de distintos modelos matemáticos, para posteriormente ajustarlos a un modelo teórico, lo que da como resultado una serie de parámetros que se usarán en la estimación de recursos.

Fórmula general del semivariograma:

$$y(h) = \left(\frac{1}{2N}\right) * \sum_i [f(X_i) - f(x_i + h)]^2$$

Donde:

$Y(h)$: Semivarianza.

$N(h)$: Número de pares de puntos.

$Z(x_i)$: Valor de la variable.

$Z(x_i + h)$: Valor de la variable.

1.8.5.1 Parámetros para considerar en el modelamiento de semivariogramas

Efecto pepita: Suele ser frecuente en la obtención de los semivariogramas y lo que normalmente refleja son errores en el muestreo, pues se sabe que por definición que una muestra es semejante, así misma, por lo que todas las muestras deberían empezar teóricamente en el mismo origen.

Meseta: Hace referencia al valor máximo de semivarianza que se alcanza cuando la distancia entre muestras alcanza cierto punto y empieza a estabilizarse y tiene una pequeña influencia en los cálculos de factores de ponderación, afectando así al resultado final de la estimación.

Lag: Es la distancia que separa los puntos de muestreo en el espacio, normalmente esto en el semivariograma se representa en el eje horizontal (Lag) y en el eje vertical la semivarianza acorde a dicha distancia de separación.

Rango: Es la distancia en el que la semivarianza se estabiliza y alcanza la meseta, más allá de esta distancia no existe buena correlación entre muestras.

1.8.6 Modelos de Semivariogramas

1.8.6.1 Modelo Exponencial

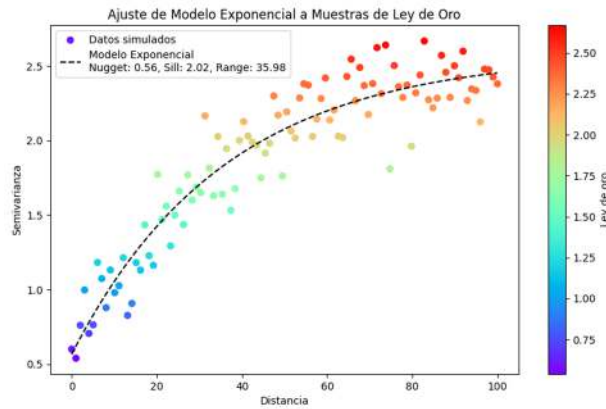
Este modelo va ascendiendo lentamente hasta alcanzar la meseta. En algún valor constante existen dos posibles esquemas: Fomery y Gaussiano

Formulación de Fomery:

$$y(h) = C * \left[1 - \exp\left(-\left[\frac{h}{a}\right]\right)\right] + C_0$$

(Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

Figura 7. Ejemplo de modelo exponencial.



Fuente: Elaboración Propia.

Formulación del modelo Gaussiano:

$$y(h) = C * \left[1 - \exp\left(-\left[\frac{h^2}{a^2}\right]\right)\right] + C_0$$

$y(h)$ = Valor de semivarianza a una distancia de separación h .

h = Distancia de separación entre dos puntos de muestreo.

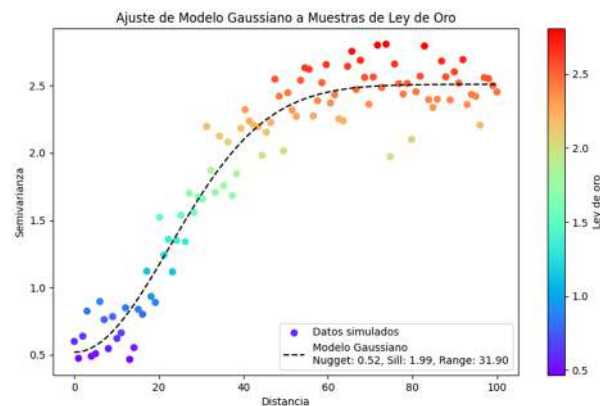
C_0 = Es el nugget o pepita, que representa la semivarianza en $h = 0$, puede incluir errores de muestreo y variabilidad en el resultado de estimación.

C = Es la meseta parcial, que representa la contribución de la variabilidad espacial al semivariograma (la variabilidad que se estabiliza con la distancia).

a = Es el rango práctico, que es una medida de la distancia a la cual la semivarianza alcanza la meseta.

(Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

Figura 8. Ejemplo modelo Gaussiano.



Fuente: Elaboración Propia.

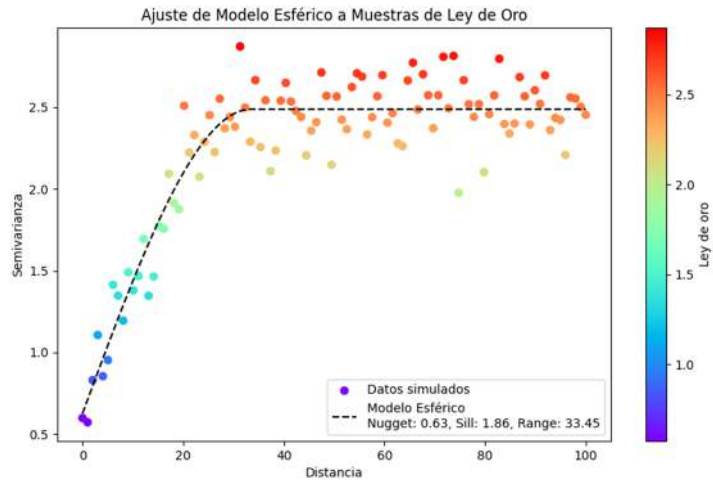
Formulación del Modelo Esférico: El modelo esférico o Matheron suele ser el que mejor se ajusta a casos de minería como tal, ya que se obtiene un mejor resultado al ajustarse a variables mineras (ley, densidad), se presenta como una curva que se eleva rápidamente para valores bajos de lag y posterior asciende más lento hasta alcanzar una zona plana en valores de lag más altos.

$$y(h) = C_0 + C * \left[1.5 \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right] \quad \text{para } h < a$$

$$y(h) = C_0 + C \quad \text{para } h < a$$

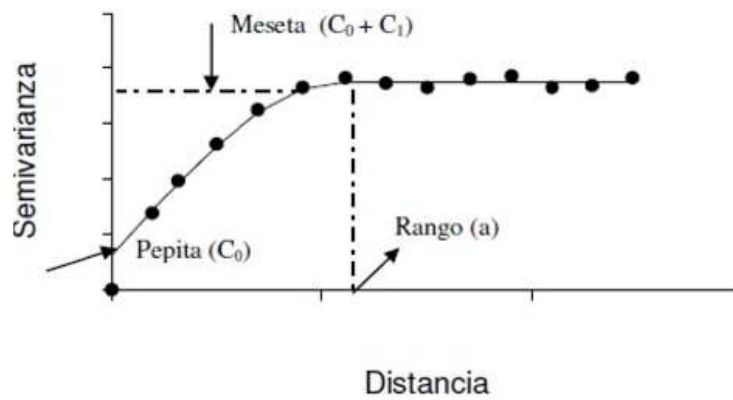
(Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

Figura 9. Ejemplo modelo esférico.



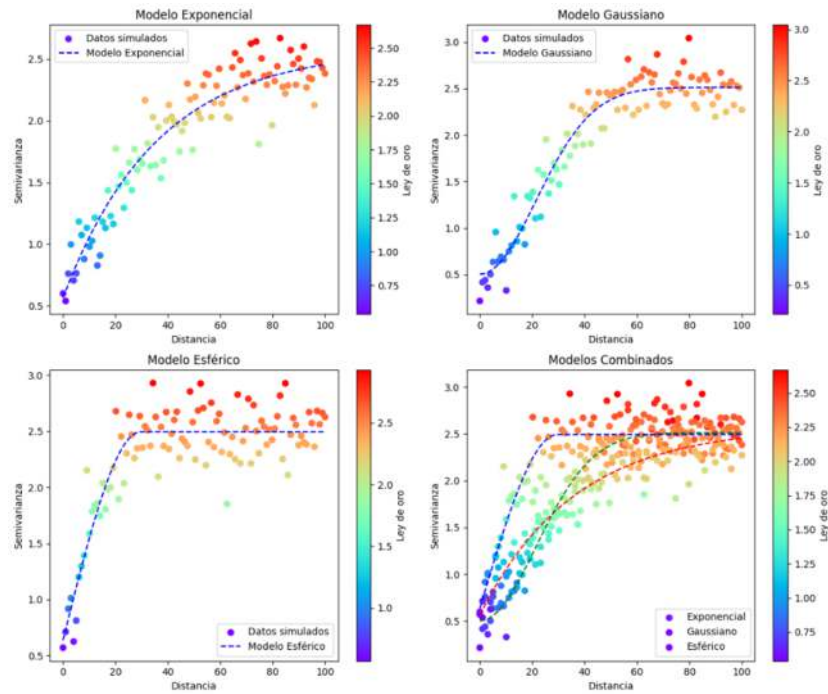
Fuente: Elaboración Propia.

Figura 10. Parámetros Semivariograma.



Fuente: Imagen obtenida del repositorio UNAL. Anexo 20: Fundamentos de Geoestadística, 2024.

Figura 11. Varios modelos posibles para un mismo conjunto de datos de ejemplo.



Fuente: Elaboración Propia.

1.8.7 Formulación del Kriging

Kriging Ordinario:

$$\begin{cases} w_1S(d_{11}) + w_2S(d_{12}) + \dots + w_nS(d_{1n}) = S(d_{1p}) \\ w_1S(d_{21}) + w_2S(d_{22}) + \dots + w_nS(d_{2n}) = S(d_{2p}) \\ w_nS(d_{n1}) + w_2S(d_{n2}) + \dots + w_nS(d_{nn}) = S(d_{np}) \end{cases}$$

Kriging Simple:

$$\begin{cases} w_1S(d_{11}) + w_2S(d_{12}) + \dots + w_nS(d_{1n}) + \lambda = S(d_{1p}) \\ w_1S(d_{21}) + w_2S(d_{22}) + \dots + w_nS(d_{2n}) + \lambda = S(d_{2p}) \\ w_nS(d_{n1}) + w_2S(d_{np}) + \dots + w_nS(d_{nn}) + \lambda = S(d_{np}) \\ w_1 + w_2 + \dots + w_n = 1 \end{cases}$$

w_i : Pesos asignados a cada dato o variable en el modelo.

$S(d_{ij})$: Variable secundaria medida

$S(d_{ip})$: Valor observado de la variable secundaria.

Cokriging:

$$Z_{\text{ock}}(u) = \sum_{a_1=1}^{n_1(u)} \lambda_{a_1}(u) z_1(U_{a_1}) + \sum_{a_2=1}^{n_2(u)} \lambda_{a_2}(u) [Z_2(U_{a_2}) - m_2 + m_1]$$

Donde m_1 y m_2 son las medias y λ_{a_1} y λ_{a_2} son los pesos de las variables primaria y secundaria, respectivamente (GitHub, 2024).

1.8.8 *Elipsoides de búsqueda*

Esta es una herramienta para definir la vecindad de búsqueda, es usada en el “Kriging” y puede ser dividida en 8 sectores de ángulos iguales, los que pueden tener especificados números de muestras mínimas y máximas. También puede especificarse un número consecutivo de sectores vacíos. Cuando no se satisface el criterio especificado, para un punto o un bloque, entonces no se produce el estimado por el Kriging (Díaz Viera, 2002).

Lo que se busca con el elipsoide de búsqueda es observar el área donde se llevó a cabo la vecindad de búsqueda, para los semivariogramas. Esto es de suma importancia, dado que gracias a ello podemos comprobar y revisar la anisotropía de la mineralización.

Parámetros:

- Tamaño del elipsoide.
- Forma del elipsoide.

- Orientación.
- Rango de búsqueda.

Los elipsoides de búsqueda se lo usan en el Kriging más comúnmente esto con el fin de decidir qué muestras se considerarán en un cierto rango de la estimación. Los elipsoides nos facilitan al momento de visualizar cómo se va a realizar la estimación de algún dominio geológico o litológico, etc.

1.8.9 Validación cruzada

La validación cruzada es un método de remuestreo de exclusión que primero utiliza todos los puntos de entrada para estimar los parámetros del modelo interpolado (como medidas de variabilidad Kriging o valores de potencia inversa mediante ponderación de distancia). Luego, elimina un punto de entrada y utiliza los puntos restantes para predecir el valor en la ubicación del punto oculto, y el valor predicho se compara con el valor medido.

Cabe decir que este es similar al método de submuestreo aleatorio repetido, pero el muestreo se realiza de tal manera que no se superponen dos conjuntos, la validación cruzada sirve para asegurarnos que los datos que se generan tengan buena correlación, esto para validar la estimación por Kriging.

Para esta investigación se lo ha realizado en SGeMS y Studio RM los cuales poseen este algoritmo. A continuación, se adjunta la formulación.

Formula validación cruzada:

$$ecv = \frac{1}{n} \sum L(y_i, f - k(x_i))$$

ECV: Error validación cruzada estimado.

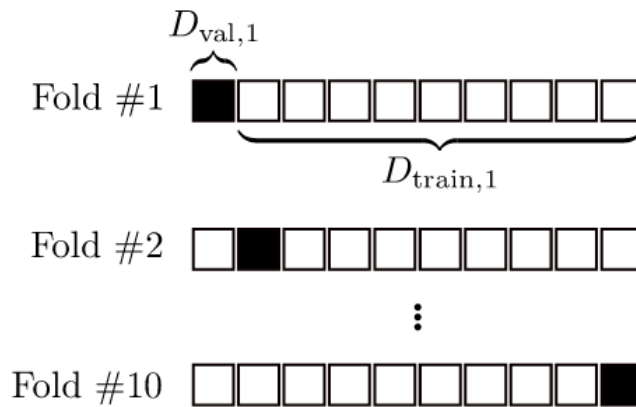
N = Número total de observaciones en el conjunto de datos.

Y_i = Valores reales de la variable dependiente.

$f_k(X_i)$ = Predicción del modelo entrenado sin incluir el i -ésimo fold.

La validación cruzada en general permite comprobar qué tan confiable es una muestra y da la posibilidad de ajustar los modelos con el fin de medir varios aspectos como sobreestimaciones o subestimaciones además de cuantificar de una manera estadística la incertidumbre en la variable que se esté trabajando.

Figura 12. Ejemplo validación cruzada.



Fuente: Researchgate, 2024.

1.9 Modelo de bloques

Un modelo de bloques es una representación tridimensional de un depósito mineral se puede utilizar en yacimientos metálicos y no metálicos, consiste en dividir con paralelepípedos que no necesariamente tienen que ser de igual tamaño con el fin de poder regularizar el modelo

geológico y poder realizar una estimación de reservas en las que vienen incluidas varios campos y así poder realizar un modelo económico posteriormente.

Para la creación de bloques, se debe considerar distintos parámetros como lo son:

- Dimensiones de los bloques.
- Coordenadas de origen de los bloques en el eje “x”, “y” y “z”.
- Coordenadas finales de los bloques.
- Número de bloques en cada eje.

Herrera & Jorge (2019) nos dicen:

El proceso de planificación minera es sin duda un proceso iterativo el cual tiene como punto de partida el modelo de bloques, uno de sus principales ítems son las leyes de los elementos, los cuales deben ser interpolados por un buen método que permita obtener resultados lo más cercano a la realidad, ya que solo así se trabajará sobre una buena base lo que permitirá obtener un buen planeamiento de minado (p.19-20).

1.10 Simulaciones geoestadísticas

La simulación geoestadística es una poderosa herramienta utilizada en la industria minera para cuantificar la incertidumbre en la distribución espacial de las propiedades de los depósitos minerales. Este método combina métodos estadísticos y geoestadísticos para generar múltiples escenarios igualmente probables (equiprobables) de la distribución de minerales dentro de una estructura.

1.10.1 Métodos de simulación condicional

La siguiente discusión sobre métodos de modelado geoestadístico tiene como objetivo crear una comprensión del fenómeno en estudio, además de proporcionar nuevos valores estimados. Los valores calculados reflejan con precisión los datos proporcionados a este modelado. Se llama modelado condicional. Generalmente, en la práctica, es uno de los métodos más interesantes de aplicar.

Los métodos de simulación geoestadística se pueden clasificar en dos grupos principales según su enfoque inicial: aquellos que generan resultados condicionados desde el principio y aquellos que inicialmente producen resultados no condicionados, para luego ajustarlos a los datos proporcionados. Los métodos secuenciales pertenecen al primer grupo, donde se toma en cuenta la información disponible desde el inicio del proceso de simulación para generar resultados coherentes con dicha información.

1.10.2 Métodos secuenciales

En la simulación secuencial, se genera un valor simulado para cada ubicación en un área de estudio dividida en una malla. Este valor se toma de una distribución de probabilidad calculada a partir de los datos proporcionados y de los valores previamente simulados en la vecindad de la ubicación actual. El proceso comienza con la selección aleatoria de un punto en la malla y luego avanza secuencialmente a través de ella en un orden aleatorio.

Para cada punto en la malla, se buscan puntos vecinos de acuerdo con el modelo de continuidad espacial definido. Estos puntos pueden incluir tanto datos previamente simulados como los datos proporcionados inicialmente. Después de identificar estos puntos vecinos, se calcula una distribución de probabilidad basada en ellos. La forma en que se calcula esta

distribución de probabilidad da origen a diferentes tipos de simulación secuencial, como la simulación secuencial gaussiana y la simulación secuencial de indicadores.

1.10.3 Simulación secuencial gaussiana

Las simulaciones gaussianas es un método geoestadístico el cual transforma los datos en una distribución normal gaussiana, con la finalidad de crear simulaciones estocásticas lo que va relacionado con la incertidumbre geológica, luego de la simulación se los transforma a su distribución original, así dándonos finalmente 100 escenarios distintos y un promedio de todos esos escenarios (E-Type). Uno de los pasos para realizar la estimación de reservas en los yacimientos puede llevarse a cabo a partir de una hipótesis inicial, que se basa en minimizar los errores existentes, simulando así una distribución normal (*simulación secuencial gaussiana* | *Energy Glossary*, s/f).

Existen ciertas características o condiciones que se deben tomar en cuenta al momento de realizar las simulaciones gaussianas. Estas se las describe a continuación:

- Se debe seleccionar otros semivariogramas distintos a los de los datos iniciales, esto para observar cómo cambio la distribución de los datos, es decir, cómo cambió la varianza y la media de estos.
- Se debe tener en cuenta que las simulaciones se distribuyen de manera continua, puede empezar en cualquier lugar, para luego seguirse realizando una tras otra, lo que nos lleva a una simulación normal multivariada.

1.11 Categorización de recursos

La categorización de recursos es una etapa crítica, ya que de esto depende el grado de confiabilidad de las estimaciones futuras. La categorización debe ir de la mano con la definición

de los recursos geológicos. Para la categorización de recursos se tienen tres: medidos, indicados e inferidos.

Recursos Medidos: Estos recursos poseen los niveles más confiables en la estimación y, por ende, más propensos a ser reservas económicas.

Recursos Indicados: Estos se podrían decir que tienen un grado de confianza medio, ya que aún cuentan con cierta incertidumbre, sin embargo, con más estudios se podría definir si son recategorizados como medidos.

Recursos Inferidos: Estos tienen un nivel de confianza muy bajo, debido a que cuentan con mucha incertidumbre. Se necesitarán muchos estudios más que en los indicados, para poderlos recategorizarlos.

Ortiz & Emery (2004) nos dicen:

Los primeros intentos registrados de clasificación de recursos se remontan a principios del siglo XX. Bajo la misma idea básica de definir el nivel de confianza en la valoración de la cantidad y calidad del recurso, la confianza en la estimación de la cantidad y calidad de este, los distintos sistemas de categorización han ido evolucionando de acuerdo con el desarrollo de la minería. Sin embargo, aun cuando se tienen software sofisticados, la categorización todavía es analizada por un ingeniero especializado en la evaluación de recursos y reservas (p. 2).

1.11.1 Categorización por varianza

La categorización de recursos minerales utilizando el Kriging Simple u Ordinario se basa en la varianza de estimación, que mide la precisión de las estimaciones de recursos. Este método geoestadístico optimiza la estimación de la ley de bloque minimizando la varianza de estimación.

La categorización por varianza se puede aplicar en Kriging Simple u Ordinario. Este método mide la exactitud de los recursos, para luego bajar la varianza de los bloques y dejando así una categorización mucho más confiable para procesos futuros (Hernández Guerra, 2018).

Formulación Kriging simple:

$$Z(x) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)$$

Z = Valor estimado.

λ_i = Peso de i.

Z(x_i) = Valor en x_i.

N = Número de muestras.

1.12 Modelamiento geotécnico

El modelo geotécnico es una representación de características físicas de suelos y rocas a analizar, esto es muy importante para definir el ángulo en el cual se realizará la explotación minera, ya que esto afectará directamente al ratio estéril/mineral, y también podría afectar a la seguridad del open pit (Llorente Campos, 2018).

1.12.1 Condiciones geométricas y fundamentos

Geometría Básica del Banco

Cada banco tiene una superficie superior e inferior separadas por una distancia H, igual a la altura de este. Las caras subverticales expuestas se conocen como caras del banco, que se describen mediante la punta, la cresta y el ángulo de la cara (α_c), que puede cambiar de forma considerable en función con las características de la roca, la orientación de la cara y las prácticas

de voladura. En la mayor parte de las minas convencionales de roca dura, el ángulo del banco varía entre 55° y 80° , siendo 65° el valor típico de diseño inicial.

Acceso al Mineral

Antes de empezar la producción, hay que establecer un frente de excavación vertical en el yacimiento y crear el acceso de camiones y cargadoras mediante una rampa. Para lograr esto se utiliza simultáneamente un corte descendente, en el que el desplazamiento de la roca es fundamentalmente vertical ascendente debido a las limitadas condiciones de voladura. Para establecer unas buenas condiciones de excavación, los barrenos se colocan muy cerca unos de otros. Durante la extracción en el nivel superior, la rampa se prolongará en el mineral hasta el nivel inferior.

Proceso de Ampliación del Pozo

Una vez alcanzada la ley deseada, el tajo se expande lateralmente. Al comienzo, el espacio operativo es muy limitado y los camiones deben girar y detenerse en la parte superior de la rampa, en retroceso hacia el cargador. A medida que el fondo del tajo se ensancha, los camiones pueden dar la vuelta en la parte inferior del tajo. La Longitud óptima de frente que se asigna a una determinada máquina varía entre los 200 y los 500 ft. Una vez que se establece el acceso, se amplía el tajo para que se extienda completamente hasta los límites del banco.

Geometría del Talud de la Fosa

En el cálculo de un tajo intervienen varios «taludes». La inclinación del talud puede variar en función de las características del diseño como la altura del banco, la distancia de cresta a cresta, la amplitud de la carretera y la pendiente de esta.

La rampa se añade fuera del trazado inicial de la fosa, lo que supone la eliminación de material adicional. Se sigue un procedimiento de construcción en varios puntos, comenzando por la selección del orificio de entrada y de la dirección de la rampa. Se traza entonces un arco de longitud, igual a la proyección en planta de la longitud de la rampa entre los bancos y se establecen líneas normales a las crestas en los puntos de intersección.

Diseño de una Rampa en Espiral - Fuera del Muro

En este caso, la rampa se incorpora fuera del diseño inicial de la fosa, lo que supone la extracción de material adicional. Se sigue entonces un proceso de concepción en varias etapas, que se inicia con la determinación del punto y la trayectoria de entrada de la rampa.

Diseño de una Carretera en Espiral - Dentro del Muro

Este diseño traslada la pared hacia el interior de la perforación, con lo que se pierde parte del material, normalmente mineral. El diseño comienza en el fondo del pozo y determina los puntos de intersección de la rampa con las crestas sucesivas, prolongando las líneas desde la línea anterior hasta el final del pozo y trazando una curva suave para conectar las líneas de las crestas.

Diseño de un Switchback

Este diseño parte desde el fondo del pozo, desplazando la rampa hacia el muro del pozo según el diseño. Se determinan los puntos de intersección y se trazan curvas con radios concretos para permitir la fluida transición de la calzada. Se añaden líneas de crestas y se dibuja la versión final de la línea de cresta del tajo (Hustrulid et al., 2013).

1.13 Modelamiento económico

“Un modelo económico se lo hace a partir de un conjunto de valores, estudios y datos que permiten determinar el valor que se obtendrá en cada uno de los bloques, del modelo estimado en función de los diferentes parámetros que este posea”. (Llorente Campos, 2018)

En minería es fundamental determinar la rentabilidad y vida útil del yacimiento, para esto se aplican distintos algoritmos como lo son Cono Flotante, Cono Flotante IV, Lerchs & Grossmann, Agendamiento Directo de Bloques (DBS).

1.13.1 Cono Móvil Flotante

“El método se desarrolló en Kennecott Copper Corporation a principios de la década de 1960 y fue el primer intento computacional de optimización de tajos, ya que requería un modelo de bloques tridimensional del yacimiento.”(Nube, 2024)

El Cono Móvil Flotante considera los tres ejes, es decir, x, y, y z. A partir de esto, se analiza en forma de un cono invertido que se desplaza de un bloque a otro. Los software utilizan conos 3D y calculan los valores netos de cada bloque mientras los van encerrando en un cono, de ahí su nombre, "Cono Flotante" (Nube, 2024).

1.13.2 Cono Flotante IV

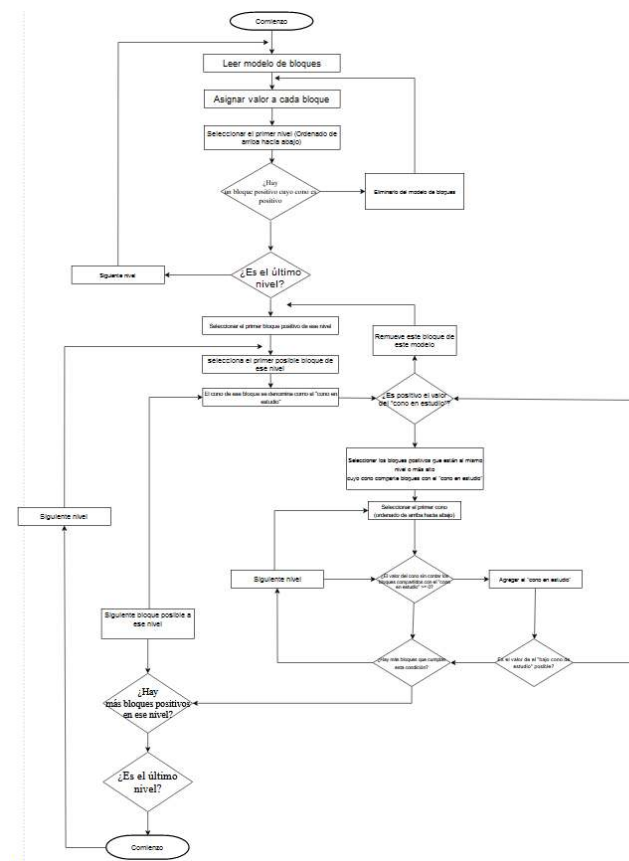
Ares et al. (2022, p. 11) nos dicen que:

El algoritmo del Cono Flotante IV tiene dos partes principales bien diferenciadas. En la primera parte, los conos que son positivos se eliminan del modelo de bloques. En la segunda parte, se buscan conos que, aunque individualmente no sean positivos, la combinación de dos o más conos superpuestos puede generar valores positivos (p. 5).

Este algoritmo lo usa RecMin Pro, es un nuevo algoritmo el cual pretende ser más eficiente y rápido que el Cono Flotante tradicional, así también trata de igualar a Lerchs & Grossmann en términos de resultados económicos se refiere, se podría decir que el Cono Flotante IV es la versión mejorada de los conos flotantes.

En la Figura 13. Diagrama de Flujo del Cono Flotante IV. Se muestra el flujograma de procesos que usa el Cono Flotante IV.

Figura 13. Diagrama de Flujo del Cono Flotante IV.



Fuente. Obtenido de la página “Minerals”, el artículo: “Open Pit Optimization Using the Floating Cone Method: A New Algorithm”, 2024.

1.13.3 Lerchs & Grossmann

En 1965, Lerchs & Grossmann publican un artículo en el que exponen un procedimiento algorítmico tridimensional que se basa en la teoría de grafos para mejorar el diseño de las explotaciones mineras a cielo abierto. En ese momento, los equipos informáticos no tenían capacidad para hacer la gran cantidad de cálculos iterativos que requería este método, por lo que se optó realizar un algoritmo en 2D, pero se vio afectado en su valorización económica. Por este motivo, el enfoque de tres dimensiones sigue siendo el más adecuado.

El gran descubrimiento de Lerchs & Grossmann fue reformular este concepto, que no podía ser solucionado mediante una programación lineal debido a los grandes requisitos computacionales, como un complejo problema de cierre de grafos (Nube, 2024).

1.13.4 Agendamiento Directo de Bloques (DBS)

El Agendamiento Directo de Bloques (DBS) es un enfoque diferente a la metodología tradicional. Investigadores de todo el mundo lo han estudiado durante casi 50 años, pero en aquel entonces las computadoras no estaban capacitadas para manejar el método propuesto por Johnson en 1968, la capacidad de resolver problemas más grandes para las computadoras no hacía viable este método, DBS se hizo viable solo luego de la venida de los sistemas de 64 bits.

Esta metodología es una evolución de la metodología clásica en la que el proceso de programación se obtiene bloque a bloque, utilizando valores descontados para la función beneficiosa, considerando, por tanto, el periodo de tiempo en el que realmente se planea minar el bloque, en un intento de minimizar las diferencias entre el valor estimado y real asociado a un pozo. DBS sugiere un nuevo enfoque al problema del pit óptimo, comenzando con la programación y el pit final como resultado natural de la metodología tal como ocurre realmente.

El análisis secuencial que involucra el valor asociado de los bloques, considerando todos los escenarios simulados. El proceso de búsqueda trata cada periodo como una etapa con requisitos operativos y restricciones individuales que deben respetarse. La metodología también puede determinar posibles combinaciones para que el bloque sea económicamente viable, cumpliendo con las restricciones de leyes y contaminantes, dejando así por obsoleto el concepto de ley de corte.

Desde Johnson se han presentado variaciones de su formulación, han sido propuestas con el fin de obtener tiempos de cómputos razonables (Morales, Jelvez, Nance-Penard, Marinho & Guimares, 2015). La mayoría de los algoritmos que permiten resolver este problema siguen una heurística que consiste en encontrar un conjunto de soluciones locales, con el objetivo de alcanzar una solución global óptima.

Formulación:

Figura 14. Formulación de DBS.

Indices and sets:

- \mathcal{T} : set of time periods t in the horizon
- \mathcal{B} : set of blocks b
- \mathcal{B}_b : set of blocks b' that are predecessor blocks for block b
- \mathcal{R} : set of operational resource types r
- \mathcal{D} : set of destinations d

Parameters:

- $P_b(\hat{p}_{bt}, \tilde{p}_{bdt})$: profit obtained from extracting (and processing) block b (at time period t and/or sending it to destination d)
- α : discount rate used in computing the objective function (profit) coefficients
- $Q_{br}(\hat{q}_{brd})$: the amount of operational resource r used to extract and, if applicable, process, block b (when sent to destination d)
- \underline{R}_{rt} : minimum availability of operational resource r in time period t
- \overline{R}_{rt} : maximum availability of operational resource r in time period t
- \underline{A} : arbitrary constraint coefficients on general side constraints
- $\underline{a}, \overline{a}$: arbitrary lower and upper bounds, respectively, on general side constraints (vectors with the number of rows equal to that in A)

Variables:

- $\hat{x}_b = 1$ if block b is in the final pit design, 0 otherwise
- $x_{bt} = 1$ if we extract block b in time period t , 0 otherwise
- y_{bdt} : fraction of block b sent to destination d in time period t

Fuente. (Espinoza et al., 2024).

$$(UPIT) \quad \max \sum_{b \in B} p_b \widetilde{x}_b$$

$$\text{sujeto a } x_b \leq x_b \quad \forall b \in B, \forall b' \in B$$

$$x_b \in \{0,1\} \quad \forall b \in B$$

$$(PCPSP) \quad \max \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} P_{dbt} Y_{dbt}$$

$$\sum_{T < t} x_{bT} \leq \sum_{T < t} x_{b'T} \quad \forall b \in B, b' \in B, t \in T$$

Sujeto a

$$X_{bt} = \sum_{d \in D} Y_{dbt} \quad \forall b \in B, t \in T$$

$$\sum_{t \in T} X_{bt} < 1 \quad \forall b \in B$$

$$\sum_{t \in T} X_{bt} < 1 \quad \forall b \in B$$

Fuente: (Espinoza et al., 2024).

1.14 Planeamiento estratégico

El planeamiento estratégico permite proyectar un futuro para el proyecto minero, esto es desarrollado a partir de varias actividades las cuales son de forma secuencial a partir de varias actividades realizadas ya previamente como lo son estimación de recursos, modelos económicos, simulaciones, entre varias actividades más las cuales nos servirán para el desarrollo de un planeamiento estratégico (Arana Salas et al., 2015).

Para este caso se tienen dos tipos de planeamiento: el planeamiento tradicional (más común), y el estocástico. El planeamiento tradicional considera que el Kriging es perfecto, es decir, considera condiciones constantes durante la mina, no toma en cuenta más escenarios posibles, sino que ya tiene sus escenarios predefinidos, es por esto por lo que en comparación con el planeamiento estocástico (incertidumbre) tienen enfoques diferentes en su metodología.

El planeamiento bajo incertidumbre se realiza con el fin de acercarnos más a escenarios posibles, permitiendo una mejor predicción y, por ende, mejores resultados económicos para el futuro. Al considerar diversos escenarios basados en múltiples simulaciones, se selecciona el escenario más confiable.

Este un método de vanguardia de planificación para un open pit, este método engloba la incertidumbre propia de variables como costos operativos, ley de mineral y precios de los metales de interés.

Franco Sepúlveda et al. (2012) nos dice “El planeamiento diseño de los open pit se han hecho históricamente con técnicas y herramientas deterministas que maximizan el VAN del negocio minero, dejando de lado los riesgos y las incertidumbres que con lleva” (p. 110).

1.14.1 Criterios para la selección del pit final

La selección final de un open pit es un paso importante en la planificación estratégica porque determina el tamaño y los límites del área que se explotará económicamente. Los criterios para la selección final del pit incluyen una combinación de consideraciones económicas, técnicas y ambientales. Los principales criterios de selección se describen a continuación:

- **Análisis del VAN:** El objetivo principal es maximizar el valor actual neto del proyecto. Se busca el intervalo en los pits generados por el modelo, donde se tengo los valores más altos en todos los pits.
- **Análisis en variación de tonelaje:** Ya reducido el número de pits es posible ir realizando una comparación preliminar del material en cada pit y analizar el tonelaje a mover.
- **Razón estéril/mineral:** Se busca intervalos en el cual la razón de estéril mineral sea la menor.
- **Vida de la Mina:** Determinando una vida útil óptima de forma de garantizar la mejor rentabilidad.

1.14.2 Definición de costos y ley de corte

- **Costos de mina:** Incluyen los costos de perforación, voladura, carga y transporte del material.
- **Costos de procesamiento:** Incluyen los costos de trituración, molienda, concentración y otros procesos necesarios para obtener el producto final.
- **Costos de Capital:** Incluyen inversiones iniciales y gastos asociados a infraestructura y adquisición de maquinaria.
- **Condiciones de Mercado:** Incluyen factores de carácter económico y la demanda en el precio del mineral (Commodity).
- **Recuperación Metalúrgica:** Incluyen factores como complejidad de la estructura mineral, eficiencia del proceso, calidad de las leyes, etc.

Formulación ley de corte:

$$Ley_{corte\ crítica} = \frac{Costo\ mina + Costo\ proceso}{(Precio\ venta - Costo\ venta) \times 2204 \times Recuperación\ Metalúrgica}$$

$$Ley_{corte\ marginal} = \frac{Costo\ proceso}{(Precio\ venta - Costo\ venta) \times 2204 \times Recuperación\ Metalúrgica}$$

1.14.3 Ley equivalente

La ley equivalente viene a ser una ecuación que iguala los beneficios de todos los elementos de interés, básicamente se llevan leyes de subproductos al equivalente del producto principal. El problema radica en yacimientos polimetálicos, a veces su caracterización resulta un problema complejo al tener varios elementos de interés en unidades diferentes para evitar el problema de minimizar el valor económico del bloque de algún depósito en particular. La ley equivalente resuelve esta problemática parcialmente, debido a que crea una variable auxiliar (factor de subproducto), que permite homogenizar de manera aceptable el valor de todos los elementos de interés, con el fin de quedar con una variable principal quedando caracterizada en función de las otras.

Existen varias fórmulas para definir la ley equivalente. Las más comunes son:

- **Valor in situ:** Considera solamente leyes, precios y recuperación metalúrgica.

$$Ley\ equivalente = Lp + (FC1 * L1) + (FC2 * L2) + \dots \dots \dots (FCn * Ln)$$

$$FCn\ (adimensional) = (Pn * Rn) / (P * R)$$

Donde:

Lp: Ley de producto principal.

Ln: Ley del subproducto n.

FCn: Factor de conversión del subproducto n.

P: Precio del producto principal.

R: Recuperación del producto principal.

Pn: Precio del subproducto n.

Rn: Recuperación del subproducto n.

- **Valor económico del bloque:** Considera variables como la ley del bloque, precio, recuperación metalúrgica, costo de mina, costo de procesamiento, densidad. En caso de tener varios elementos de interés, se consideran estas variables independientes para saber el costo total del bloque.

1.14.4 Ingresos y costos del bloque

Fórmula del ingreso:

$$I = \text{Tonelaje} \times \text{Ley mineral} \times \text{Recuperación Metalúrgica} \times \text{Precio del Mineral}$$

Costo Mineral (valor económico del proceso): Este cálculo es para tres variables de interés de valor del bloque, en caso de ser llevado a planta de beneficio. El cálculo se lo muestra a continuación.

$$\begin{aligned} &+ (\text{Volumen del bloque} * \text{Densidad} * \text{Ley de Au (gr/t)} * \text{Recuperación metalúrgica Au} * \\ &(\text{Precio de venta Au} - \text{Costo de venta Au}) + (\text{Volumen del bloque} * \text{Densidad} * (\text{Ley de Cu (\%)} / \\ &100) * \text{Recuperación metalúrgica Cu} * (\text{Precio de venta Cu} - \text{Costo de venta Cu}) + (\text{Volumen del} \\ &\text{bloque} * \text{Densidad} * \text{Ley de Ag (gr/t)} * \text{Recuperación metalúrgica Ag} * (\text{Precio de venta Ag} - \end{aligned}$$

Costo de venta Ag) – (Volumen del Bloque * Densidad * (Costo de mina + Costo de procesamiento))))))

Costo estéril (valor económico del escombros): Este cálculo se realiza en caso de que el valor económico del bloque fuera transportado al botadero.

- (Volumen del bloque * Densidad del bloque * Costo de mina)

1.14.5 Regla de Taylor

Una de las «reglas empíricas» más reconocidas en relación con las propiedades físicas de un depósito es la regla de Taylor. Taylor llevó a cabo estudios en numerosos proyectos, tanto operativos como teóricos, que cubrían una amplia gama de formas y dimensiones de yacimientos, en los que las reservas de mineral se conocían bien antes del diseño del proyecto. A través de sus investigaciones, Taylor comprobó que las tasas de extracción parecían ser más proporcionales a 3/4 de la potencia del tonelaje de mineral que a 2/3 de la potencia. Asimismo, descubrió que la vida útil de la mina estaba relacionada proporcionalmente con la raíz cuarta del tonelaje del mineral, lo que llevó a la formulación de Taylor (Miguel Albornoz, 2020).

$$ROP = (1 \pm 0.2) * 0.15 * (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.75}$$

$$VOE = (1 \pm 0.2) * 6.5 * (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.25}$$

Donde:

ROP = Ritmo óptimo de producción.

VOE = Vida óptima de explotación.

1.14.6 Determinación de la vida de la mina utilizando flujos de caja descontados

Para calcular la vida óptima de una explotación, se determina el plazo que maximice el VAN. Este procedimiento implica estimar los costes e ingresos de explotación con distintas cadencias de productividad y, a partir de ahí, descontar los flujos de caja para determinar el VAN o la tasa interna de rentabilidad (TIR). Este proceso se repetirá de manera repetitiva hasta que se determine el VAN más rentable. La viabilidad de un gran proyecto minero depende de diversos parámetros: la ley de corte, el volumen de las reservas, el precio de mercado de la mena extraída, los costes de capital (mina, planta) y el ritmo de producción (Miguel Albornoz, 2020).

1.14.7 Determinación de la vida de la mina utilizando técnicas de valoración de opciones

Para calcular la vida útil de la mina mediante técnicas de valoración de opciones, se toma en consideración la posibilidad de ajustar los ritmos de producción, cambiar las leyes de corte o detener las operaciones temporalmente en caso de que se produzcan fluctuaciones en el precio de los minerales. Este método se diferencia del de descuento de flujos de caja es que tiene en cuenta la capacidad de la dirección para hacer frente a los cambios del precio de mercado.

La evaluación de las opciones sirve para calcular el valor de la posibilidad de modificar los índices de productividad o las leyes de corte y analizar la relación entre los costes fijos y los costes variables. El precio de la apertura o el cierre de la actividad depende del coste de la producción, de los actuales precios y de su variabilidad.

El valor de la mina se determina mediante la resolución de 2 ecuaciones diferenciales con condiciones de contorno específicas para el proyecto, considerando la producción que maximice el beneficio de este. El método de McKnight puede manejar casos complejos y es más fácil de

utilizar que la técnica de análisis de flujo de caja descontado. La asignación de posibles valores se basa en el precio vigente y en la volatilidad histórica del precio (Miguel Albornoz, 2020).

1.14.8 Modelos de riesgo estocástico

El objeto de los modelos estocásticos de riesgo es la cuantificación de la probabilidad de la distribución de los resultados posibles en un determinado proyecto, lo que permite determinar tanto las probabilidades de ciertos resultados como el rendimiento previsto. Para crear estos nuevos modelos, se elaboran unas distribuciones de los posibles valores para las variables clave del flujo de caja. Se emplea la técnica Monte Carlo, que emplea números al azar para seleccionar unos valores de estos repartos y así calcular los flujos de caja, el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Rentabilidad (TIR). Este método se repite centenares de veces para obtener una determinada distribución de valores de VAN o TIR, hasta que las repeticiones adicionales no cambien de forma significativa los valores obtenidos. Por fin, la distribución se traza en un diagrama que representa la variedad de posibles valores (Miguel Albornoz, 2020).

1.14.9 Diferentes análisis financieros

Dentro de esto están dos métodos, los cuales son el método de Wells y el método de Smith.

Wells describe un procedimiento en el cual la selección de la tasa de producción óptima se efectúa tomando como referencia el índice de valor actual (PVR) en tanto que criterio de optimización. Este Índice se mide como la proporción entre el VAN de los flujos de caja positivos (PVOUT) y el valor actual neto de los flujos de caja negativos (PVIN). Un $PVR > 1$ indica una tasa de rentabilidad baja, un $PVR = 1$ indica una rentabilidad buena y un $PVR < 1$ indica una tasa de rentabilidad por encima del valor mínimo requerido. La tarifa de explotación óptima será la que permita optimizar el PVR.

Smith ha llegado a la conclusión de que el índice de producción óptimo se encuentra en un intervalo específico de tasas de producción. El tope superior de esta franja viene determinado por el VAN máximo, mientras que su límite inferior viene dado por el momento en que el flujo de caja es el más eficiente para pagar el coste del capital dos veces. Esta horquilla indica el máximo de la capacidad para devolver el dinero y obtener un rendimiento de la Inversión. Si se sale de este rango, es posible que el funcionamiento normal del proyecto no alcance su máximo nivel potencial o que la producción resulte excesivamente alta (Miguel Albornoz, 2020).

1.14.10 Costos de capital

Los costes de capital para el desarrollo de un yacimiento minero dependen de diversos factores, tales como el tipo de mineral, la ubicación y método de explotación de la mina (subterránea o a cielo abierto) y las infraestructuras disponibles. Calcular los costes es difícil y se necesita información detallada sobre el depósito. A veces se utilizan estimaciones aproximadas porque no se dispone de suficientes datos. Para los procesos poco secundarios, como el petróleo y el carbón, los costes se calculan en términos de producción de la mina. En el caso de productos que exigen un procesamiento secundario importante, como los minerales comunes, los costes suelen expresarse por toneladas transformadas (Rudeno, 2012).

1.14.11 Costos de producción

Los costes de producción van a depender del lugar de explotación y de otros parámetros mineros y metalúrgicos. Dos explotaciones que producen idéntico volumen pueden tener costes de producción diferentes. La importancia de los costes está relacionada con el volumen de la explotación y la economía de alcance, ya que, a mayor volumen, mayores son los costes en términos absolutos, pero menos los costes por unidad en términos absolutos. Para calcular estos

valores se utilizan curvas de explotación de costes basadas en más de trescientos cincuenta proyectos de explotación minera. También influyen en estos costes otros factores como lo son la cantidad de infraestructuras existentes, el coste de mano de obra, el tipo de medios de transporte, la cantidad de energía necesaria y la dificultad de la extracción del yacimiento (Rudeno, 2012).

1.14.12 Capex

CAPEX son las siglas de Capital Expenditure, que quiere decir gasto de capital o inversiones en activos fijos. Aquí se incluyen todos los costes relacionados con la adquisición de equipos e instalaciones para poder optimizar la extracción de mineral. Estos gastos pueden ir desde la adquisición de una impresora hasta la adquisición de maquinaria minera de cientos de miles de dólares. En el análisis de las inversiones en minería, el CAPEX es una parte fundamental en el cálculo del beneficio de la inversión de un determinado proyecto. Abarca tanto inversiones compradas como desarrolladas por la empresa de forma interna.

1.14.13 Opex

El término OPEX (Operational Expenditure) nos habla sobre aquellos gastos operativos, así también como el mantenimiento de equipos mineros, este tiene una diferencia del capex, ya que este está centrado en aquellos gastos durante la vida útil del proyecto es decir salarios, combustible, impuestos, entre otros gastos (FREITAS DE CAMARGO, 2016).

1.15 Pits anidados

La técnica del pozo anidado emplea un algoritmo de optimizar que se aplica varias veces al mismo modelo de yacimiento. En todas las iteraciones, los valores económicos de los bloques se adaptan en función de una serie de factores de modificación de los precios, denominados factores

de ingresos. El uso de pits anidados tradicionalmente ha dado lugar a un aumento de la rentabilidad. Además, este planteamiento puede aumentar la rentabilidad de las operaciones.

1.16 Pushbacks

Un Pushbacks hace referencia a una fase del diseño y la planificación de la mina. Un Pushbacks es una expansión del pit para poder acceder a distintas zonas del depósito mineral. Esto se lo realiza con el fin de maximizar la rentabilidad de la mina.

1.17 Programación de la producción

La planificación de la producción en minería es el proceso de construcción de un plan detallado y óptimo para la explotación y procesamiento de minerales a lo largo del tiempo. El plan tiene como objetivo maximizar el valor económico del proyecto minero, respetando las limitaciones técnicas, operativas y ambientales.

1.18 Restricciones operativas

- **Ángulos de Talud:** Es una de las restricciones con más relevancia, generalmente puede ir variando según los marcos de tiempo.
- **Ancho de minado:** Distancia de tajo a otro.
- **Mínimo ancho de fosa:** Ancho mínimo de fondo.
- **Longitud de Minado:** Longitud horizontal mínima que se debe respetar de un tajo a otro.
- **Avance vertical:** Tasa de avance vertical por año.

CAPÍTULO 2

2. INGRESO Y PREPARACIÓN DE DATOS

2.1 Sistematización de número de muestras, validación y preparación

Aquí se incluye toda la información de datos (sondeos), esta es una de las partes más importantes, ya que de esto dependerá todo el modelamiento. Toda esta información, por lo general, suele ser entregada por las campañas de exploración.

Para este caso de estudio, se lo realiza en “RecMin” y “Excel”. Con el fin de tener una buena correlación de datos, se llevaron a cabo varias pruebas para escoger la que más se ajustaba a un yacimiento masivo.

Para esto se crearon 96 sondeos para darnos como resultado el yacimiento final.

2.1.1 Sistematización de las coordenadas

Tabla 2. Coordenadas de sondeos.

Sondeo	Este	Norte	Elevacion	Sondeo	Este	Norte	Elevacion
P001	703987.955	9679173.54	3700	P049	704117.853	9678273.54	3575
P002	704127.05	9679173.55	3680	P050	704148.754	9678273.54	3580
P003	704265.254	9679173.53	3690	P051	704042.827	9678273.55	3570
P004	703924.068	9679173.54	3720	P052	704185.643	9678273.55	3590
P005	704293.596	9679173.54	3700	P053	704048.425	9679124	3680
P006	704031.007	9679073.54	3680	P054	704124.018	9679124.01	3670
P007	704078.064	9679073.53	3670	P055	704186.033	9679124.02	3670
P008	704201.848	9679073.55	3670	P056	704005.625	9679124.03	3690
P009	703961.396	9679073.55	3700	P057	704254.249	9679124.04	3680
P010	704249.44	9679073.54	3680	P058	704015.024	9679024	3680
P011	703994.808	9678973.54	3680	P059	704065.162	9679024.01	3670
P012	704045.539	9678973.53	3670	P060	704135.706	9679024.02	3670
P013	704206.202	9678973.53	3670	P061	704206.249	9679024.03	3670
P014	703927.199	9678973.54	3700	P062	704021.302	9678924	3670
P015	704299.864	9678973.54	3710	P063	704109.928	9678924	3660.566
P016	703999.337	9678873.53	3670	P064	704198.554	9678924.03	3670
P017	704045.963	9678873.55	3660	P065	704018.37	9678824	3660
P018	704148.686	9678873.55	3660	P066	704082.301	9678824.01	3654.19
P019	704189.875	9678873.54	3670	P067	704146.233	9678824.02	3660
P020	703928.556	9678873.57	3690	P068	704006.748	9678724	3650
P021	704283.969	9678873.55	3710	P069	704056.939	9678724.01	3646.278
P022	704049.36	9678773.54	3650	P070	704107.13	9678724.02	3650
P023	704097.08	9678773.55	3650	P071	704192.285	9678724.04	3680
P024	704143.128	9678773.53	3660	P047	704198.374	9678373.55	3630
P025	703952.867	9678773.54	3670	P048	704086.951	9678273.54	3570
P027	704027.842	9678673.54	3640	P073	704059.615	9678624.01	3630
P028	704120.96	9678673.54	3650	P074	704104.518	9678624.02	3640
P029	704171.152	9678673.54	3670	P075	704201.383	9678624.04	3680
P030	703938.467	9678673.55	3660	P076	704068.833	9678524	3620
P031	704256.748	9678673.55	3710	P077	704106.431	9678524.01	3630
P032	704085.475	9678573.54	3630	P078	704133.126	9678524.02	3640
P033	704119.649	9678573.54	3640	P079	704177.645	9678524.04	3660
P034	704143.755	9678573.54	3650	P080	704075.303	9678424	3600
P035	704167.46	9678573.55	3660	P081	704105.887	9678424.01	3610
P036	703969.262	9678573.55	3630	P082	704136.635	9678424.03	3620
P037	704228.217	9678573.54	3690	P083	704185.03	9678424.04	3640
P038	704072.798	9678473.54	3610	P084	704088.825	9678324	3580
P039	704133.421	9678473.54	3630	P085	704125.809	9678324.01	3590
P040	704179.897	9678473.54	3650	P086	704163.761	9678324.02	3600
P041	703984.993	9678473.55	3610	P087	704082.018	9678675	3640
P042	704221.899	9678473.55	3670	P088	704146.253	9678675	3660
P043	704083.385	9678373.54	3590	P089	703970.345	9678675.01	3650
P044	704114.766	9678373.54	3600	P090	704234.578	9678675.02	3700
P045	704150.198	9678373.54	3610	P091	704056.336	9678923	3670
P046	704029.336	9678373.55	3590	P092	704162.873	9678923.01	3670

Fuente. Elaboración propia.

2.1.2 Sistematización Survey (dirección)

Los “survey” ayudan a conocer la dirección, inclinación y posición que toma cada sondeo, esto se suele realizar en campañas de exploración, sin embargo, para esta investigación se realizó manualmente. De igual forma, se generó en RecMin, al momento de realizar los sondeos, para luego exportarlo a una tabla de Excel.

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 3. Dirección de los sondeos.

SONDEO	Este	Norte	ELEVACION	SONDEO	Este	Norte	ELEVACION
P001	703987.955	9679173.54	3700	P049	704117.853	9678273.54	3575
P002	704127.05	9679173.55	3680	P050	704148.754	9678273.54	3580
P003	704265.254	9679173.53	3690	P051	704042.827	9678273.55	3570
P004	703924.068	9679173.54	3720	P052	704185.643	9678273.55	3590
P005	704293.596	9679173.54	3700	P053	704048.425	9679124	3680
P006	704031.007	9679073.54	3680	P054	704124.018	9679124.01	3670
P007	704078.064	9679073.53	3670	P055	704186.033	9679124.02	3670
P008	704201.848	9679073.55	3670	P056	704005.625	9679124.03	3690
P009	703961.396	9679073.55	3700	P057	704254.249	9679124.04	3680
P010	704249.44	9679073.54	3680	P058	704015.024	9679024	3680
P011	703994.808	9678973.54	3680	P059	704065.162	9679024.01	3670
P012	704045.539	9678973.53	3670	P060	704135.706	9679024.02	3670
P013	704206.202	9678973.53	3670	P061	704206.249	9679024.03	3670
P014	703927.199	9678973.54	3700	P062	704021.302	9678924	3670
P015	704299.864	9678973.54	3710	P063	704109.928	9678924	3660.566
P016	703999.337	9678873.53	3670	P064	704198.554	9678924.03	3670
P017	704045.963	9678873.55	3660	P065	704018.37	9678824	3660
P018	704148.686	9678873.55	3660	P066	704082.301	9678824.01	3654.19
P019	704189.875	9678873.54	3670	P067	704146.233	9678824.02	3660
P020	703928.556	9678873.57	3690	P068	704006.748	9678724	3650
P021	704283.969	9678873.55	3710	P069	704056.939	9678724.01	3646.278
P022	704049.36	9678773.54	3650	P070	704107.13	9678724.02	3650
P023	704097.08	9678773.55	3650	P071	704192.285	9678724.04	3680
P024	704143.128	9678773.53	3660	P047	704198.374	9678373.55	3630
P025	703952.867	9678773.54	3670	P048	704086.951	9678273.54	3570
P027	704027.842	9678673.54	3640	P073	704059.615	9678624.01	3630
P028	704120.96	9678673.54	3650	P074	704104.518	9678624.02	3640
P029	704171.152	9678673.54	3670	P075	704201.383	9678624.04	3680
P030	703938.467	9678673.55	3660	P076	704068.833	9678524	3620

Fuente. Elaboración propia.

2.1.3 Sistematización de la alteración (litologías)

Para esta investigación se tiene tres litologías: “Andesita”; “Massive sulphides” (Sulfuros masivos); y “brecha” En la siguiente tabla se muestra algunos datos de las litologías creados en Excel.

Tabla 4. Alteraciones/litologías sondeos.

Sondeo	Desde	Hasta	Lito	Sondeo	Desde	Hasta	Lito
P001	0	124.61	Andesite	P013	247.77	390	Brecha
P001	124.61	269.84	Massive Sulphides	P014	0	132	Andesite
P001	269.84	350	Brecha	P014	132	365	Brecha
P002	0	63.12	Andesite	P015	0	130	Andesite
P002	63.12	230.54	Massive Sulphides	P015	130	370	Brecha
P002	230.54	350	Brecha	P016	0	77.29	Andesite
P003	0	98.07	Andesite	P016	77.29	317.31	Massive Sulphides
P003	98.07	302.3	Massive Sulphides	P016	317.31	450	Brecha
P003	302.3	380	Brecha	P017	0	45.22	Andesite
P004	0	130	Andesite	P017	45.22	363.7	Massive Sulphides
P004	130	350	Brecha	P017	363.7	470	Brecha
P005	0	131	Andesite	P018	0	40.08	Andesite
P005	131	360	Brecha	P018	40.08	356.63	Massive Sulphides
P006	0	117.99	Andesite	P018	356.63	470	Brecha
P006	117.99	209.56	Massive Sulphides	P019	0	63.29	Andesite
P006	209.56	370	Brecha	P019	63.29	320.59	Massive Sulphides
P007	0	54.79	Andesite	P019	320.59	480	Brecha
P007	54.79	235.81	Massive Sulphides	P020	0	130	Andesite
P007	235.81	390	Brecha	P020	130	470	Brecha
P008	0	57.2	Andesite	P021	0	122.99	Andesite
P008	57.2	211.32	Massive Sulphides	P021	122.99	436.35	Massive Sulphides
P008	211.32	390	Brecha	P021	436.35	570	Brecha
P009	0	130	Andesite	P022	0	56.29	Andesite
P009	130	390	Brecha	P022	56.29	198.17	Massive Sulphides
P010	0	131	Andesite	P022	198.17	350	Brecha
P010	131	390	Brecha	P023	0	49.75	Andesite
P011	0	104.19	Andesite	P023	49.75	232.73	Massive Sulphides
P011	104.19	260.14	Massive Sulphides	P023	232.73	372	Brecha
P011	260.14	390	Brecha	P024	0	71.27	Andesite
P012	0	62.14	Andesite	P024	71.27	222.73	Massive Sulphides
P012	62.14	278.27	Massive Sulphides	P024	222.73	372	Brecha
P012	278.27	390	Brecha	P025	0	132	Andesite
P013	0	62.08	Andesite	P025	132	372	Brecha
P013	62.08	247.77	Massive Sulphides	P026	0	131	Andesite

Fuente. Elaboración propia.

2.1.4 Sistematización de Assays (muestras)

Para esta investigación se usaron muestras de: oro, cobre y plata. Las leyes de oro fueron de 0.419 a 0.725 (gr/t), las de plata de 5 a 16 (gr/t), y las de cobre de 1.38 a 2.32 %, en total en las muestras fueron 7250 datos.

Esto se realizó en Excel generando varios escenarios de datos para seleccionar el que tenga una mejor correlación, esto con el fin de acercarnos a la realidad, dado que en un yacimiento real la distribución de leyes tiene una muy buena correlación.

La correlación de datos es más del 80 % en todos los elementos oro, cobre y plata, esto quiere decir que la correlación de datos es muy buena, y con estos garantizamos evitar errores al momento de realizar las distintas pruebas en los softwares.

En la siguiente tabla se muestra una parte de los datos “Assays” hechos en Excel.

Tabla 5. Leyes de los sondeos.

Sondeo	Desde	Hasta	Au(g/t)	Cu(%)	Ag(g/t)	Density (t/m3)
P001	124.61	126	0.719	1.38	5	3.5
P001	126	128.27	0.719	1.38	5	3.5
P001	128.27	130	0.609	1.38	5	3.5
P001	130	132	0.609	1.38	5	3.5
P001	132	134	0.475	1.38	5	3.5
P001	134	136	0.475	1.38	6	3.5
P001	136	138	0.472	1.38	6	3.5
P001	138	140.8	0.472	1.38	6	3.5
P001	140.8	142.85	0.463	1.38	6	3.5
P001	142.85	144.7	0.463	1.38	6	3.5
P001	144.7	146	0.447	1.38	6	3.5
P001	146	148	0.447	1.38	5	3.5
P001	148	149.44	0.453	1.38	7	3.5
P001	149.44	152.2	0.453	1.38	7	3.5
P001	152.2	154	0.447	1.38	7	3.5
P001	154	156	0.447	1.38	7	3.5
P001	156	158	0.472	1.38	8	3.5
P001	158	160	0.472	1.38	8	3.5

Fuente. Elaboración propia.

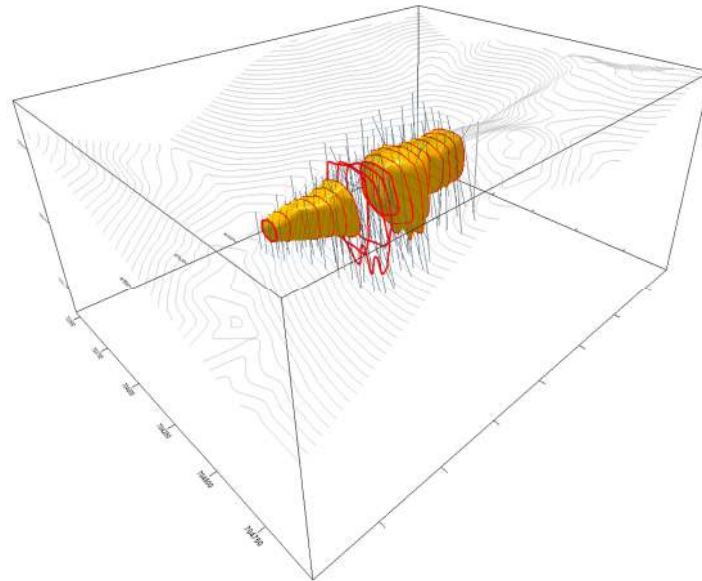
CAPÍTULO 3

3. MODELAMIENTO GEOLÓGICO & ESTIMACIÓN DE RECURSOS

3.1 Modelamiento geológico

En modelamiento geológico, permite visualizar los sondeos, analizar los datos, y realizar los modelamientos de alteraciones, cuerpos geológicos etc. Estos pueden ser explícitos o implícitos según el programa que estemos utilizando.

Figura 15. Modelamiento de sulfuros, en RecMin Pro.



Fuente: Elaboración Propia.

Cabe recalcar que para efectos de estudio solo se realizó el modelamiento de la zona mineralizada “Sulphides Massive” por el motivo de no generar una base de datos muy extensa, para no extender el tiempo de optimización del pit, además de que son variables que no deben de ser simplificadas ni omitidas en casos reales.

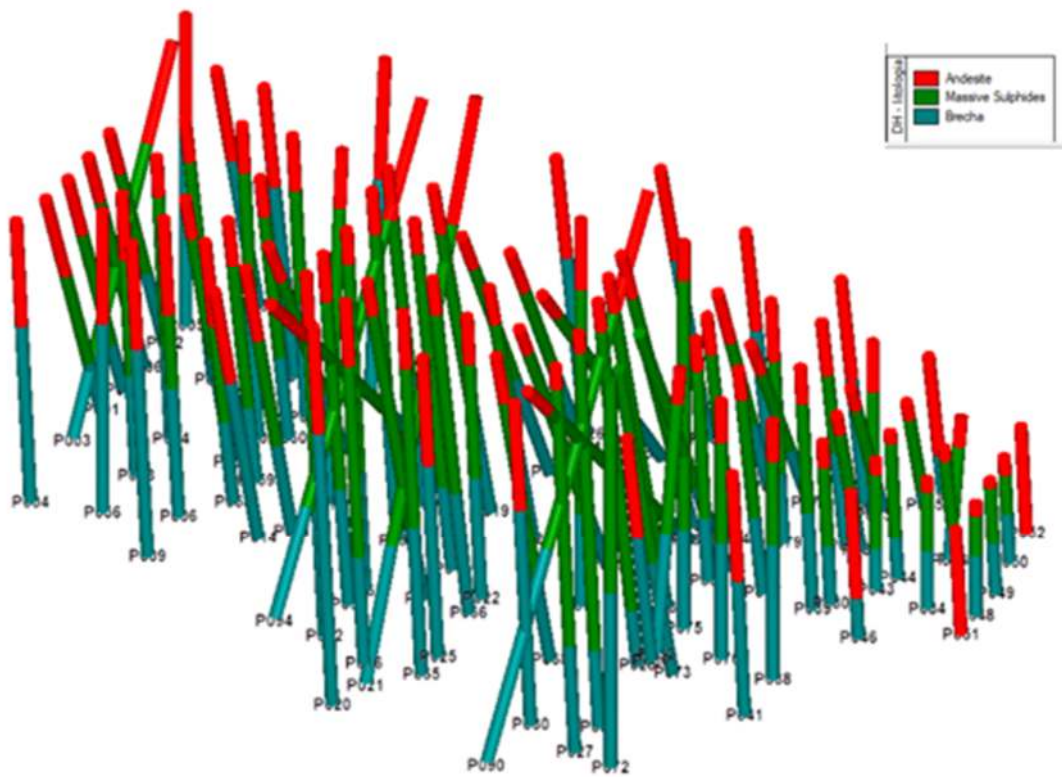
3.1.1 Ingreso sondeos

El ingreso de datos es el primer paso para la realización de un modelamiento geológico, para luego seguir con el modelamiento económico y finalmente con el modelamiento del pit.

3.1.1.1 RecMin

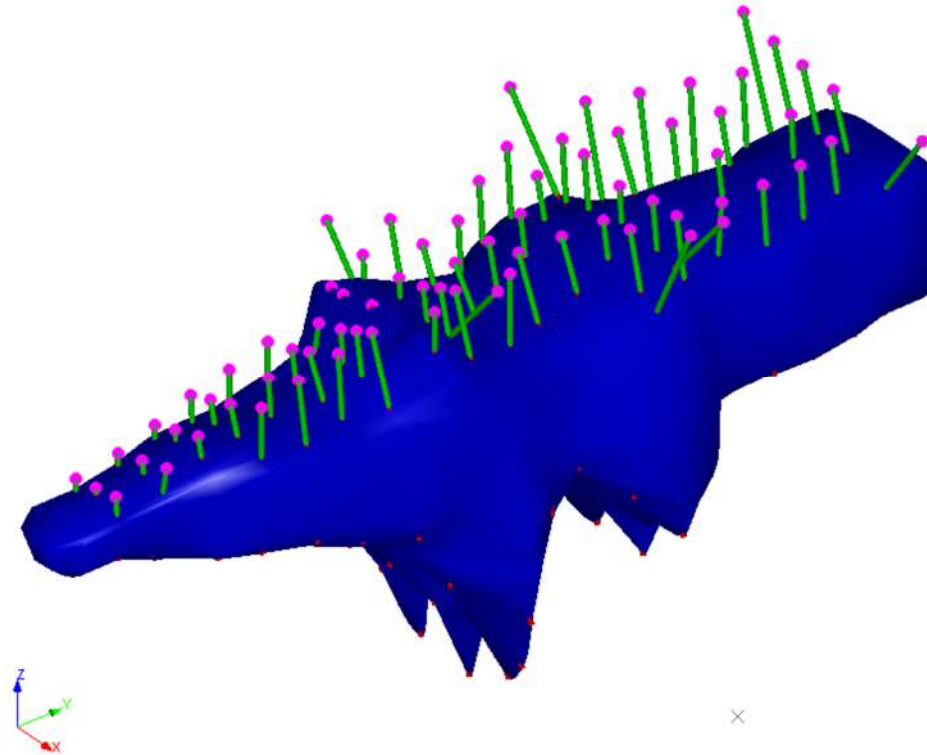
La representación de los sondeos en RecMin nos permitió identificar las zonas litológicas y separarlas, con la finalidad de enfocarnos únicamente con la litología de interés Sulphides Massive.

Figura 16. Representación de leyes en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 17. Modelamiento de los sulfuros en RecMin.



Fuente. Elaboración propia.

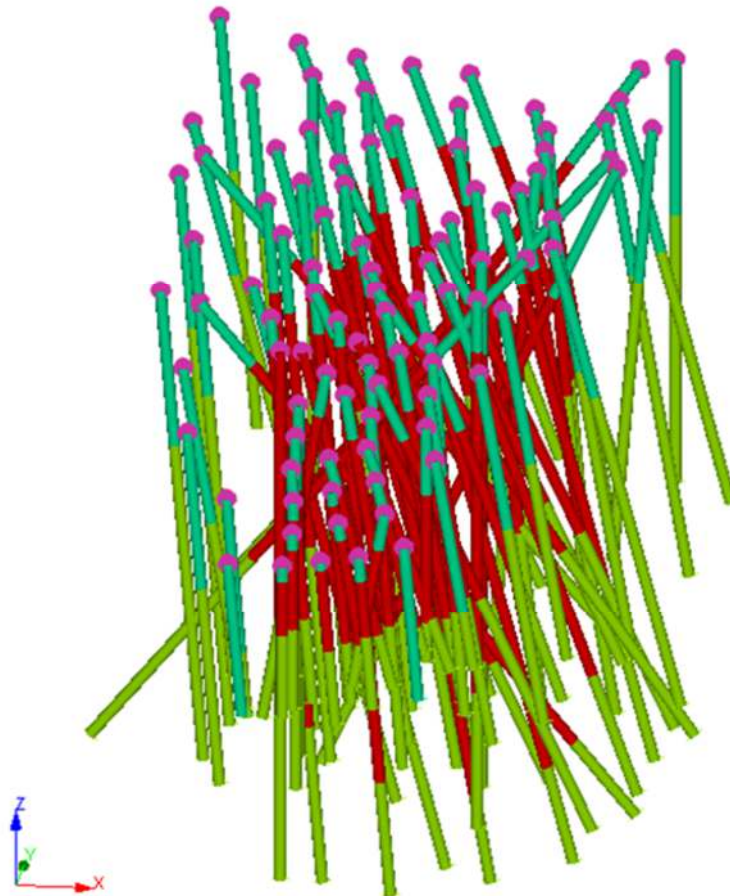
Tabla 6. Volumen de Sólido RecMin.

Área	808,429.562 m ²
Volumen	36,266,512.000 m ³

Fuente: Elaboración propia.

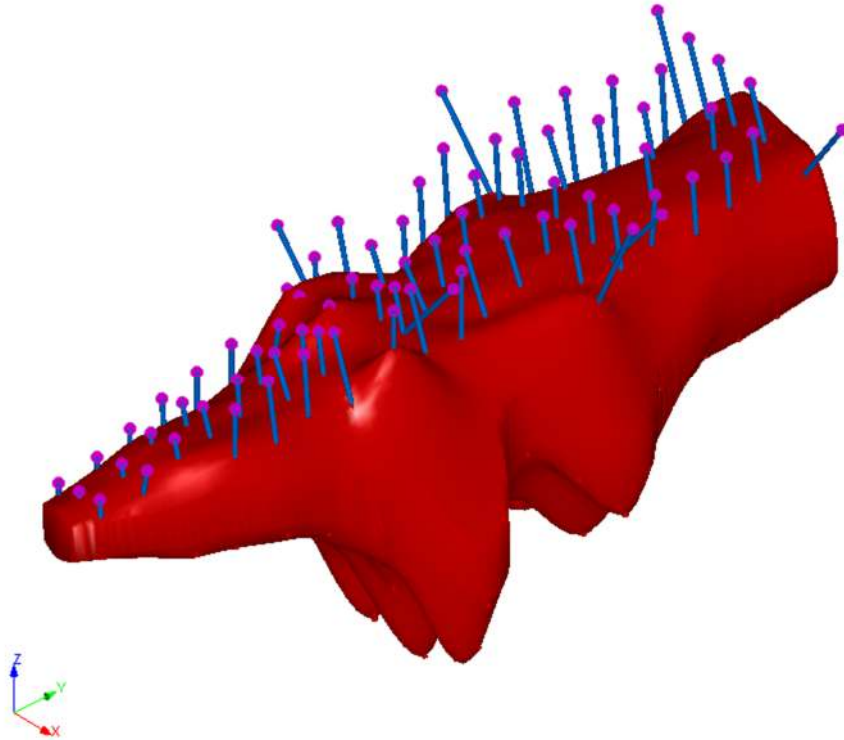
3.1.1.2 Studio RM

Figura 18. Sondeos vistos en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 19. Sólido del yacimiento en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7. Volumen Sólido en Studio RM.

Área	784,272.41m ²
Volumen	36,265,395.63m ³

Fuente: Elaboración propia.

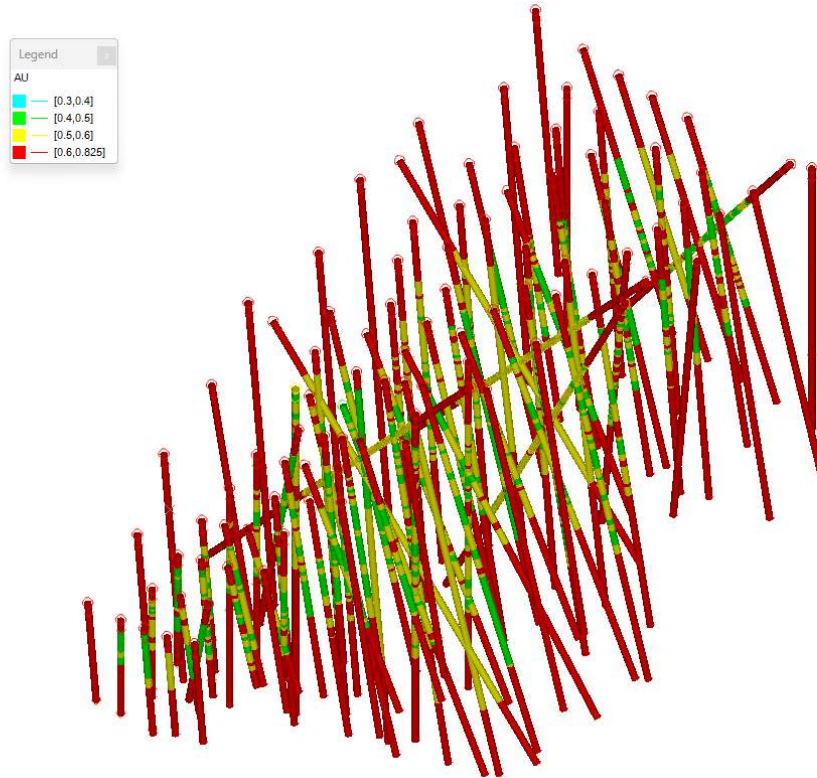
3.1.2 Modelamiento de Leyes

El modelado de leyes permite visualizar la distribución de las leyes de cada elemento por los sondajes, esto nos dará una idea inicial de la complejidad del yacimiento, así también ayuda en la toma de decisiones futuras respecto a las distintas etapas como lo son modelamiento geológico y modelamiento económico.

3.1.2.1 Datamine

3.1.2.1.1 Oro (Au)

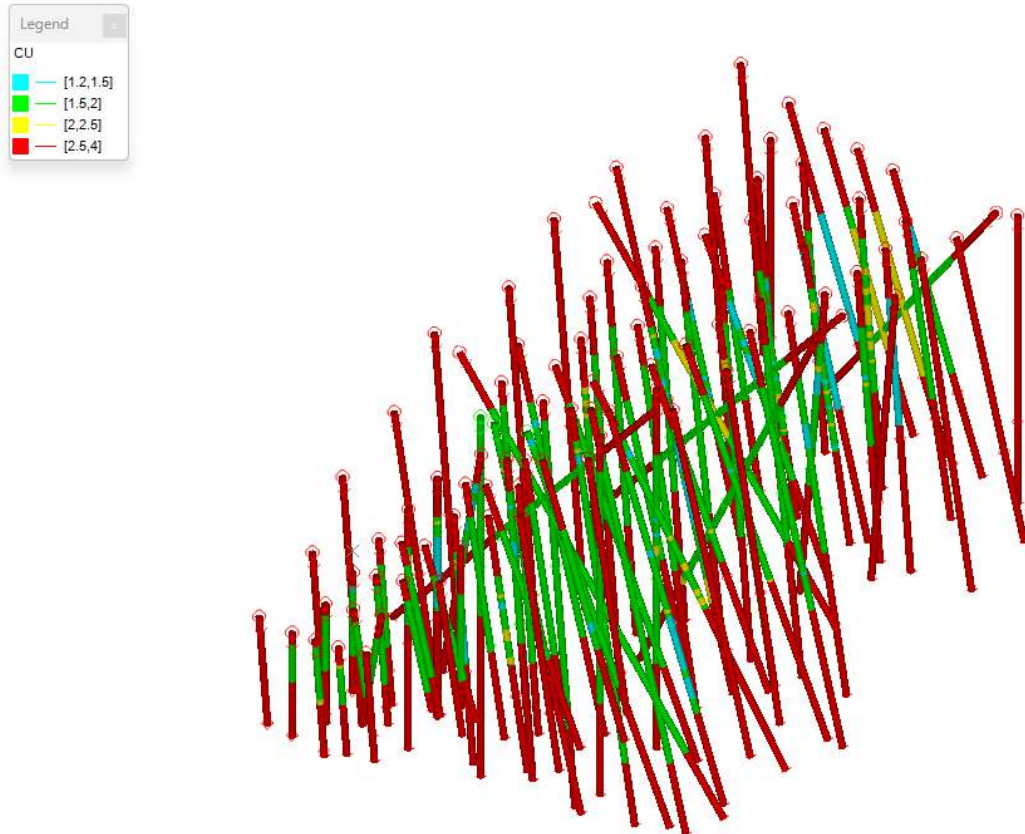
Figura 20. Modelamiento de ley de Au.



Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.1.2 Cobre (Cu)

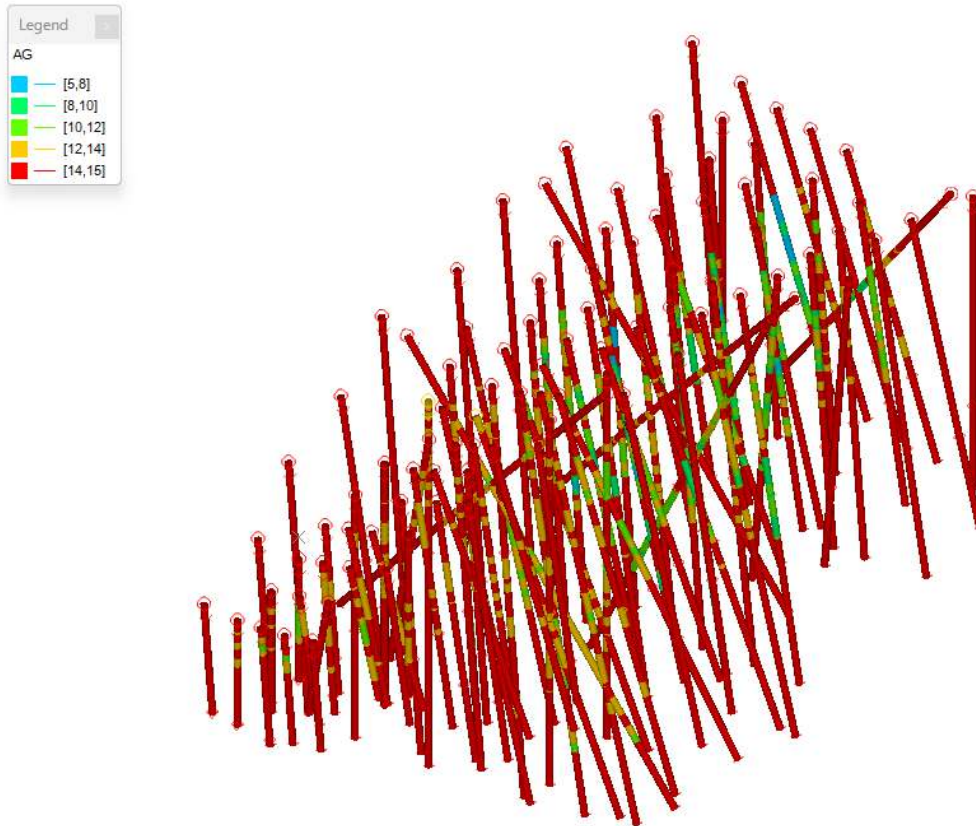
Figura 21. Modelamiento de leyes de Cu en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.1.3 Plata (Ag)

Figura 22. Modelamiento de leyes de Ag en Studio RM.

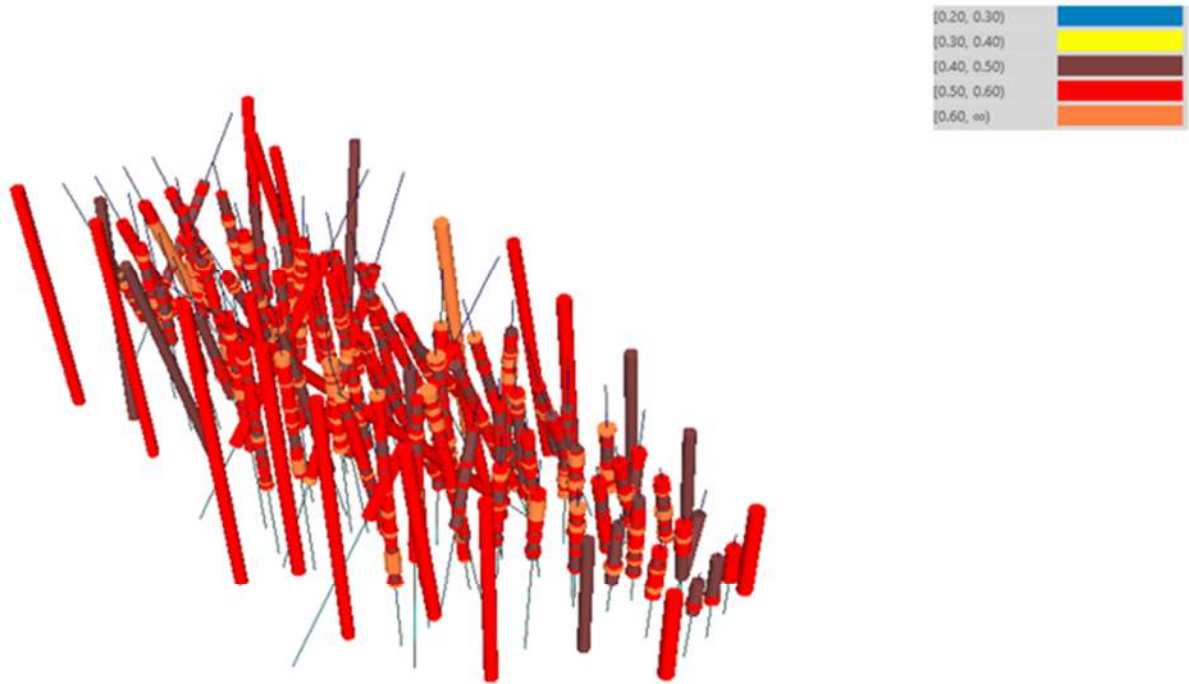


Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.2 RecMin

3.1.2.2.1 Oro (Au)

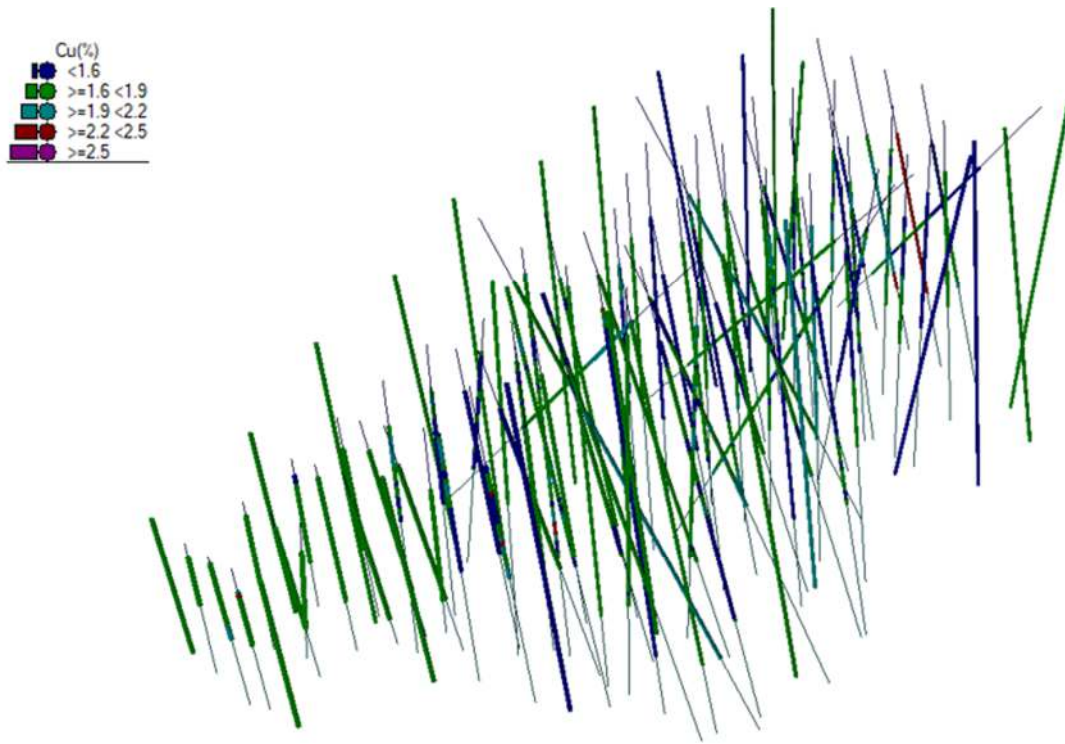
Figura 23. Modelamiento de leyes de Au en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.2.2 Cobre (Cu)

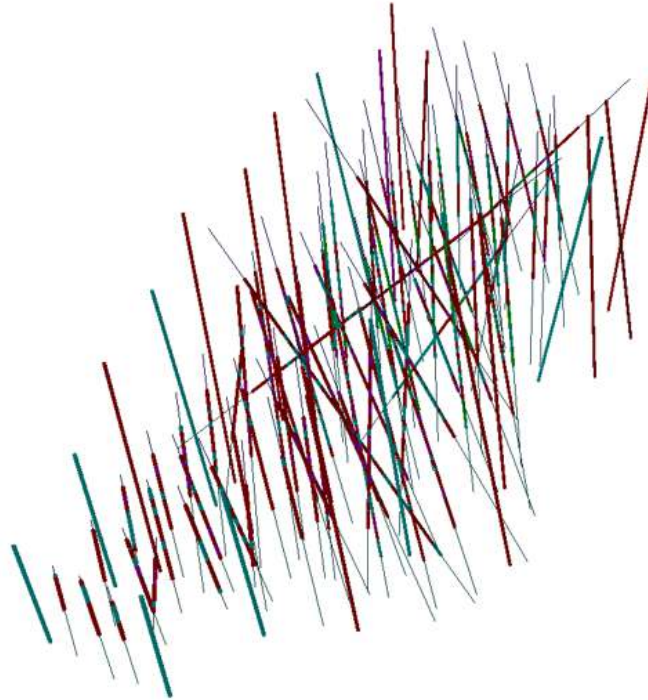
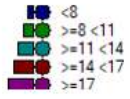
Figura 24. Modelamiento de leyes de Cu en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

3.1.2.2.3 Plata (Ag)

Figura 25. Modelamiento de leyes Ag en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

3.2 Estimación de recursos

3.2.1 Composición de leyes

Para esta investigación la composición se ejecutó cada dos metros, escogimos esta distancia de composición, ya que se hicieron varias pruebas con el fin de obtener una caracterización mucho más detallada de las leyes, esto debido a que, el caso de estudio propuesto tiene una forma compleja e irregular, así también su distribución de leyes es compleja de interpretar. Sus variables de interés como el oro, plata y cobre no tienen una buena correlación entre sí.

Parámetros usados para la composición:

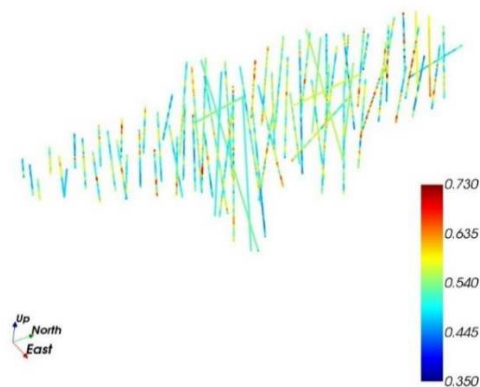
Tabla 8. Parámetros usados para la composición de leyes.

PARÁMETROS PARA LOS COMPOSITOS			
DISTANCIA	LEY MEDIA		
	Au	Cu	Ag
2 metros	0.532 g/t	1.71 %	13.091 g/t

Fuente: Elaboración propia.

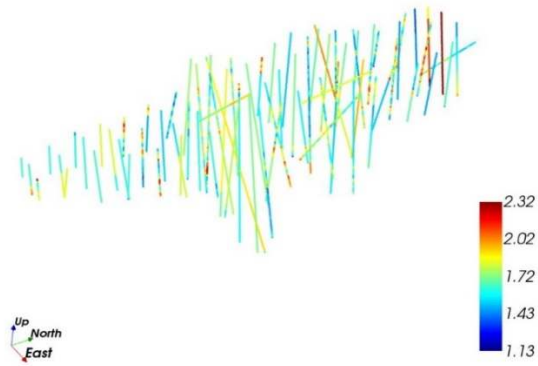
3.2.1.1 Composición en SGeMS

Figura 26. Composición de Au en SGeMS.



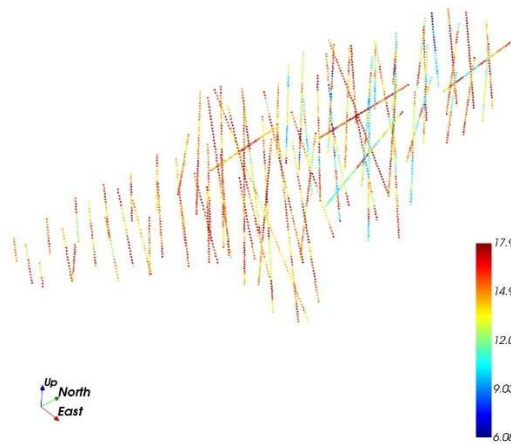
Fuente: Elaboración propia.

Figura 27. Compositación Cu en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

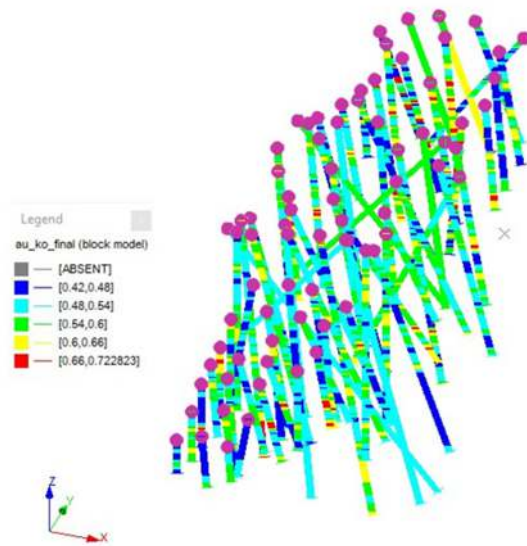
Figura 28. Compositación de la Ag en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

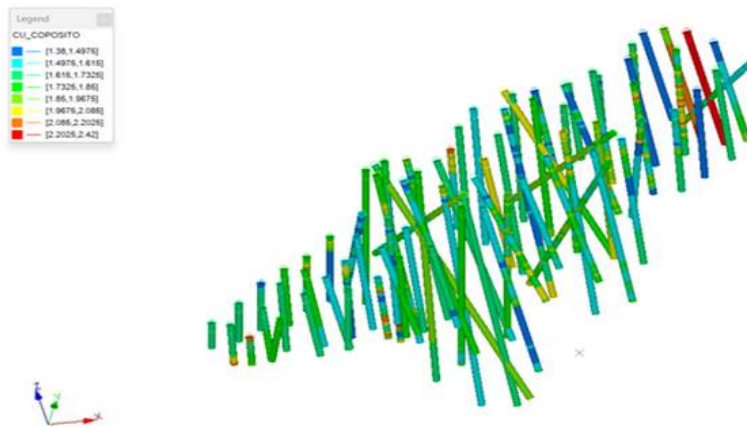
3.2.1.2 Composición en Datamine

Figura 29. Composición Au en Studio RM.



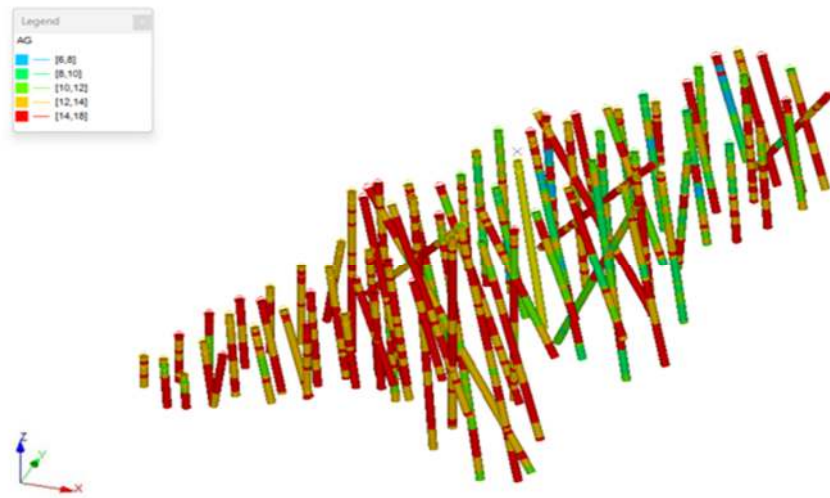
Fuente: Elaboración propia.

Figura 30. Composición Cu en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 31. Composición Ag en Studio RM.

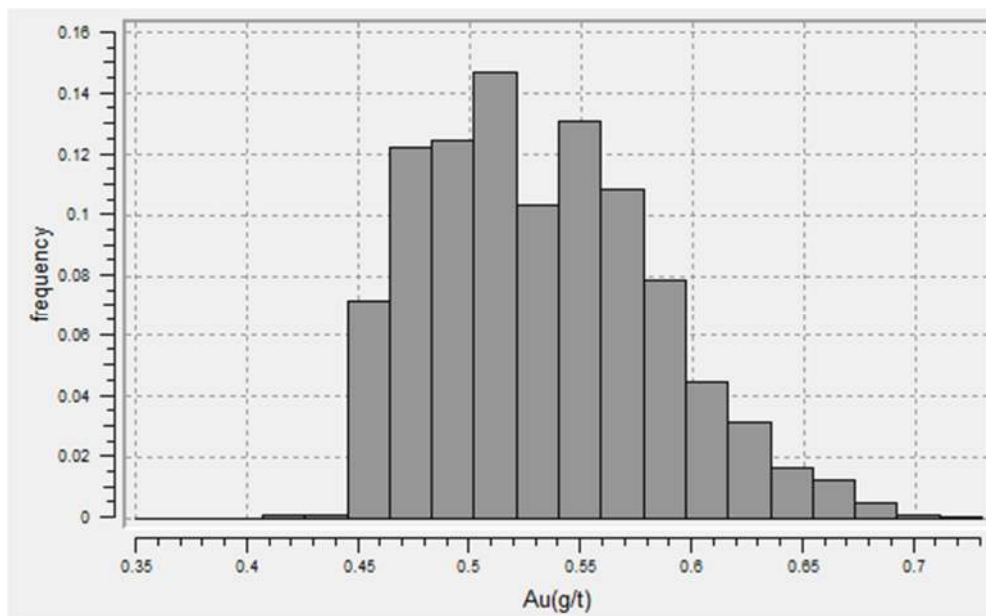


Fuente: Elaboración propia.

3.2.2 Histogramas de la composición

3.2.2.1 SGeMS

Figura 32. Histograma de composición de Au en SGeMS.



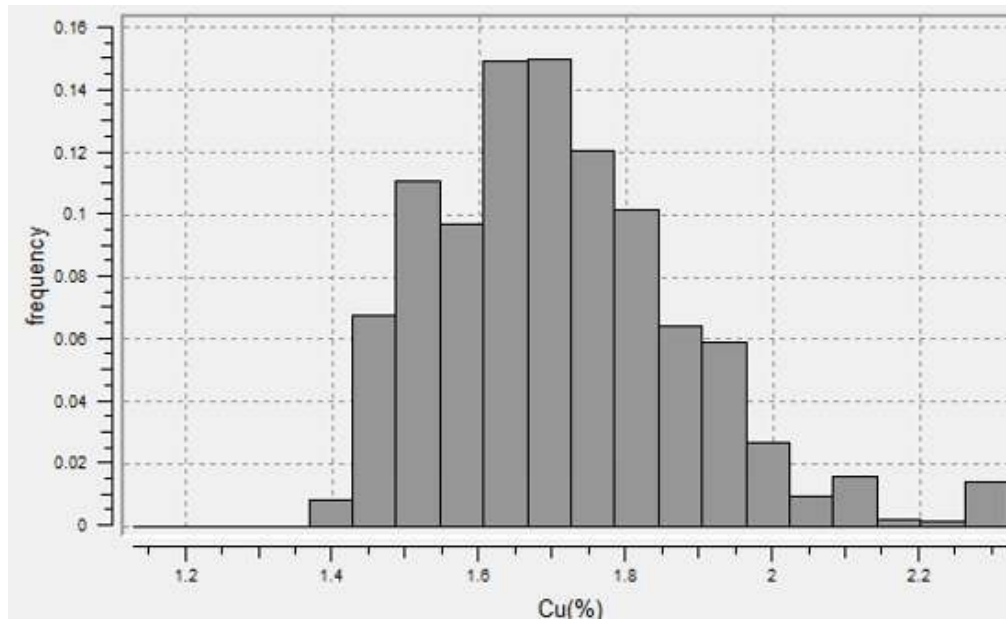
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9. Resultados de histograma de compositos de Au en SGeMS.

Factor	Total	Factor	Total
N° compositos	7254	Mínimo	0.35
N° muestras	96	Mediana	0.53
Media	0.532112	Cuartil superior	0.563
Varianza	0.0025697	Cuartil inferior	0.49
Máximo	0.73		

Fuente: Elaboración propia.

Figura 33. Histograma de composición de Cu en SGeMS.



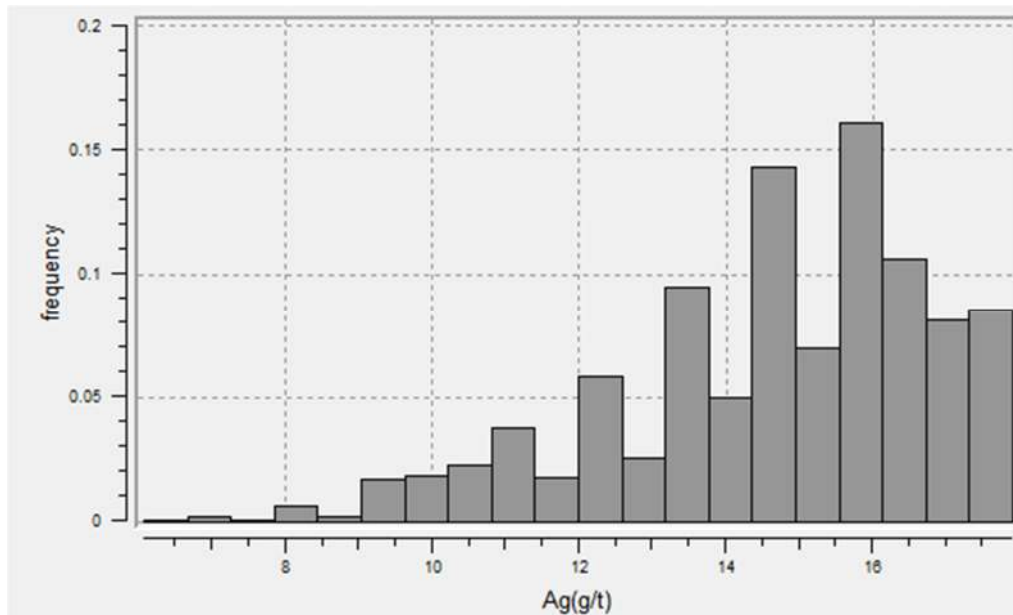
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10. Resultados de histograma de compositos de Cu en SGeMS.

Factor	Total	Factor	Total
N° compositos	7254	Mínimo	1.13
N° muestras	96	Mediana	1.71
Media	1.70904	Cuartil superior	1.81
Varianza	0.0304694	Cuartil inferior	1.58
Máximo	2.32		

Fuente: Elaboración propia.

Figura 34. Resultados de histograma de compositos de Ag en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

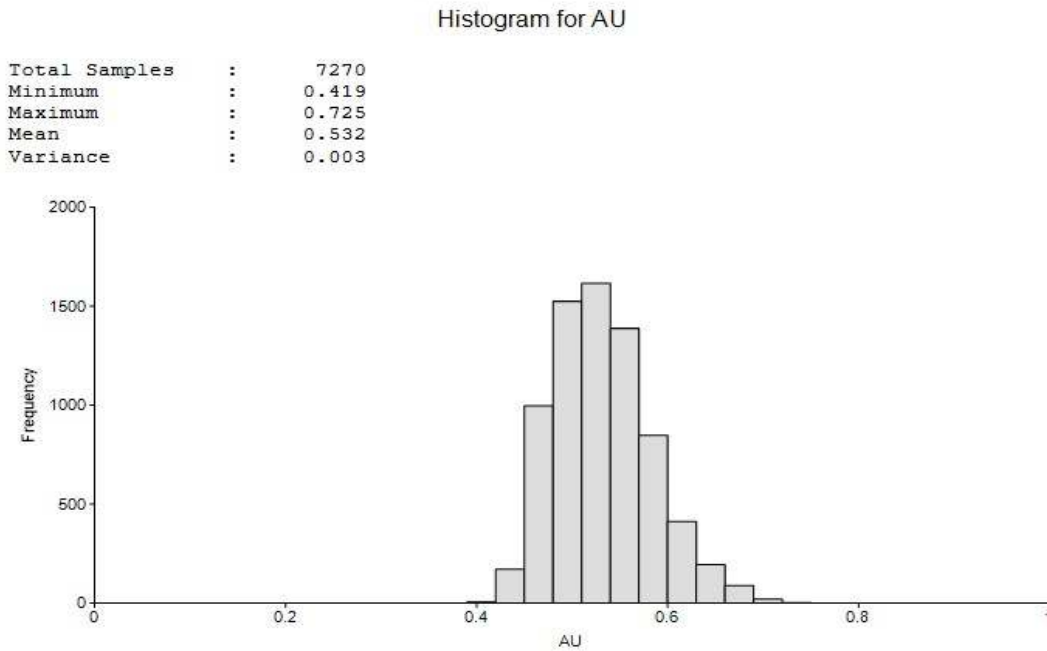
Tabla 11. Resultados de histograma de compositos de Ag en SGeMS.

Factor	Total	Factor	Total
N° compositos	7254	Mínimo	5
N ° muestras	96	Mediana	13.24
Media	13.0857	Cuartil superior	15
Varianza	4.23509	Cuartil inferior	12
Máximo	16		

Fuente: Elaboración propia.

3.2.2.2 Studio RM

Figura 35. Histograma de compositos de Au en Studio RM.



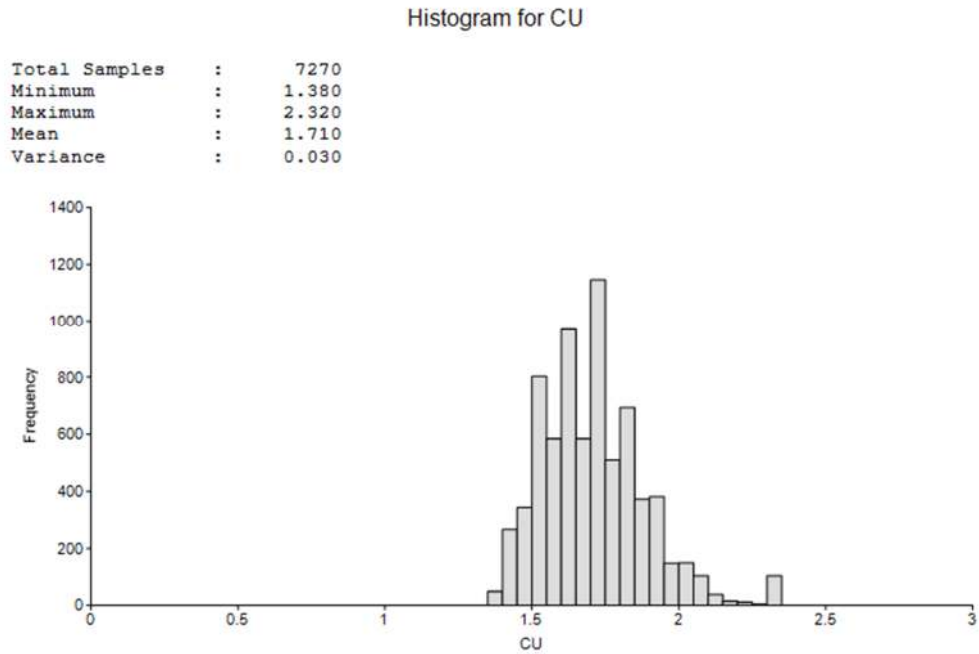
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 12. Resultado histograma de compositos de Au en Studio RM.

Factor	Total
N° compositos	7270
N° muestras	96
Media	0.532
Varianza	0.003
Máximo	0.725
Mínimo	0.419

Fuente: Elaboración propia.

Figura 36. Histograma de compositos de Cu en Studio RM.



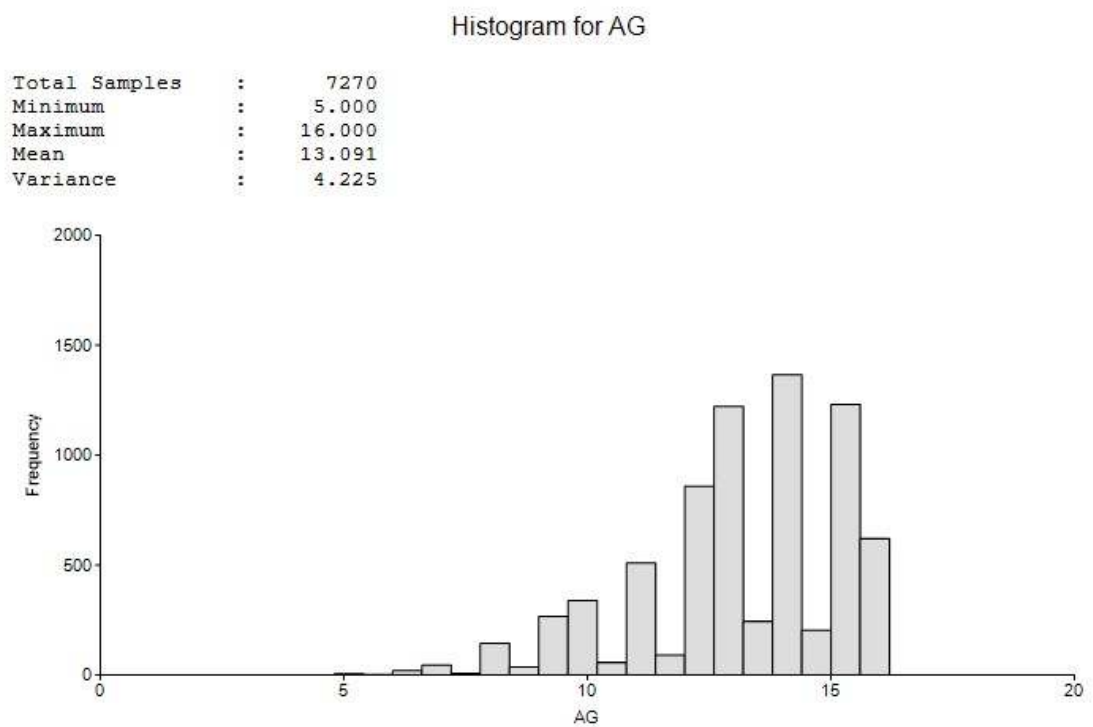
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 13. Resultados histograma de compositos de Cu en Studio RM.

Factor	Total
N° compositos	7270
N° muestras	96
Media	1.71
Varianza	0.03
Máximo	2.32
Mínimo	1.38

Fuente: Elaboración propia.

Figura 37. Histograma de compositos de Ag en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 14. Resultados de Histograma de compositos de Ag en Studio RM.

FACTOR	TOTAL
N° compositos	7270
N° muestras	96
Media	13.091
Varianza	4.225
Máximo	16
Mínimo	5

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3 Análisis Geoestadístico

Para la decisión de los parámetros que se usaron en esta investigación, se tuvo varias consideraciones como lo son la distancia de los sondeos, dirección de los sondeos, estadísticas de los histogramas, entre otras consideraciones. Finalmente, se obtuvieron los parámetros que se observan en la Tabla 15.

Tabla 15. Parámetros para la realización de los semivariogramas teóricos.

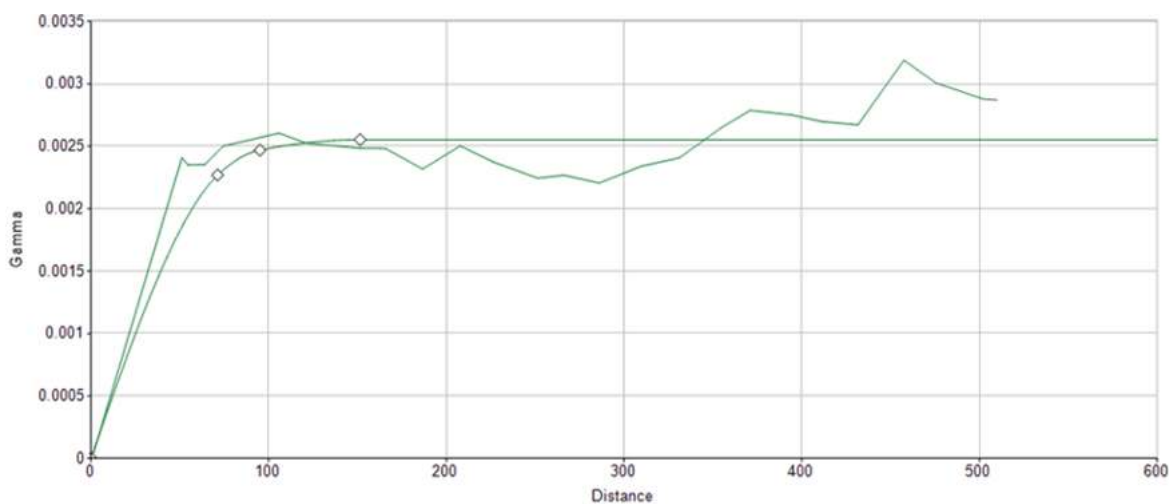
Desfases		Direcciones	
Número de lags	15	Número de direcciones	20
Separación del desfase	10	Azimut	0,45,90,180
Tolerancia del desfase	5	Buzamiento	0,11.25,22.5,45,90
		Tolerancia angular	22.5
		Ancho de banda	50
		Tipo de medida	Variograma

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3.1 Semivariogramas

3.2.3.1.1 Datamine

Figura 38. Semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.



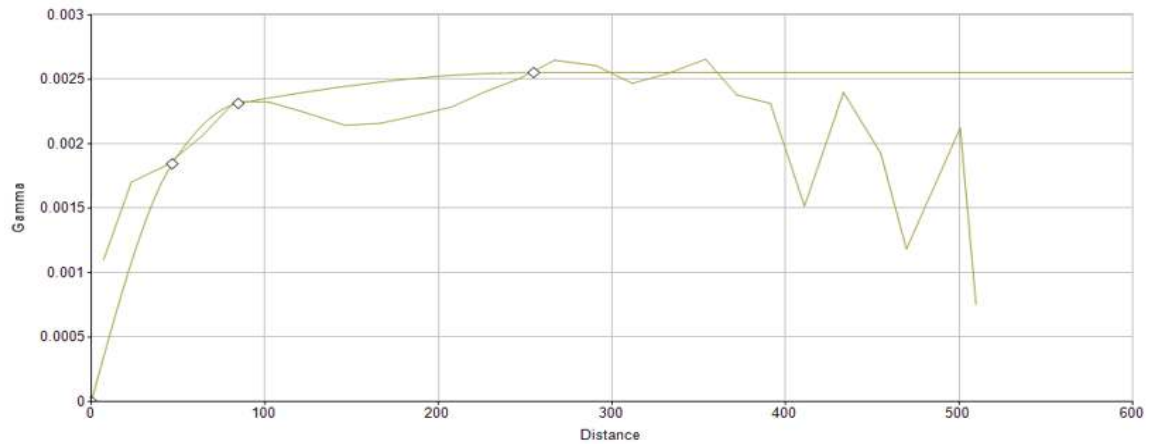
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 16. Parámetros para la realización del semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AU Nugget	0			
AU esférico	0	46.6	42.8	71.3
AU esférico	0.001	84.6	80.6	95.1
AU esférico	0.001	254.8	161.3	151.5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 39. Semivariograma de Au (180/67.5) en Studio RM.



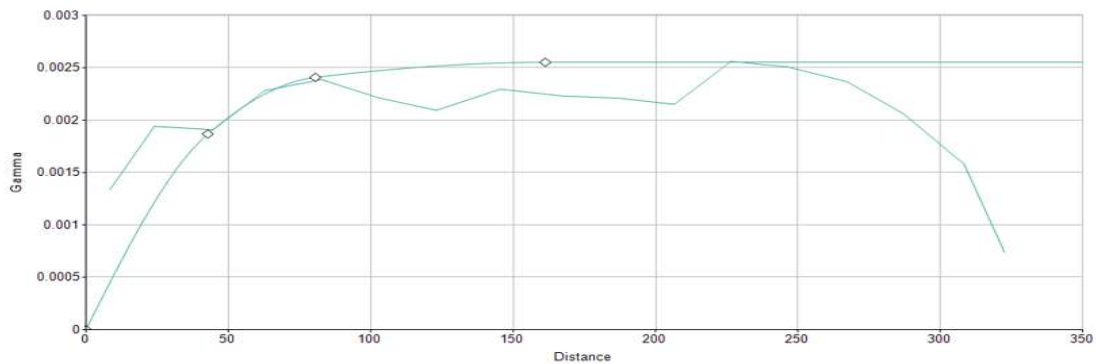
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 17. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (0/22.5) en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AU Nugget	0			
AU esférico	0	46.6	42.8	71.3
AU esférico	0.001	84.6	80.6	95.1
AU esférico	0.001	254.8	161.3	151.5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 40. Semivariograma de Au (90/0) en Studio RM.



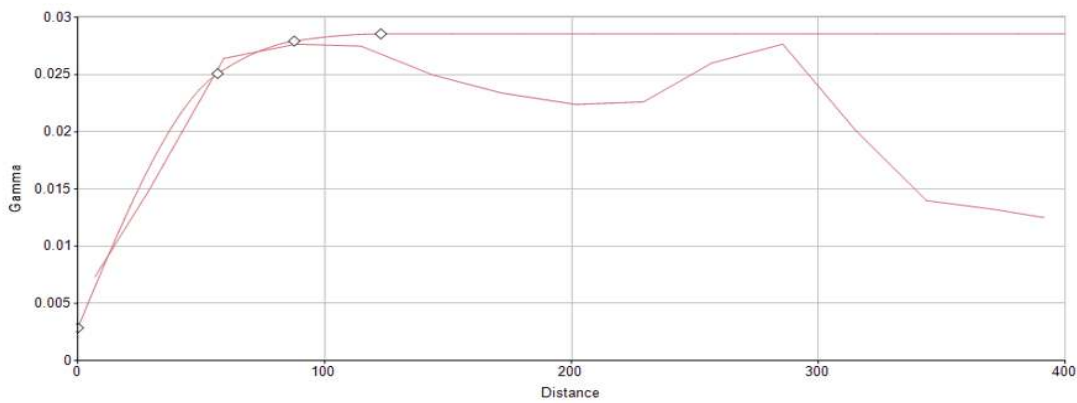
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (90/0) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AU Nugget	0			
AU esférico	0	46.6	42.8	71.3
AU esférico	0.001	84.6	80.6	95.1
AU esférico	0.001	254.8	161.3	151.5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 41. Semivariograma de Cu (270/67.5) en Studio RM.



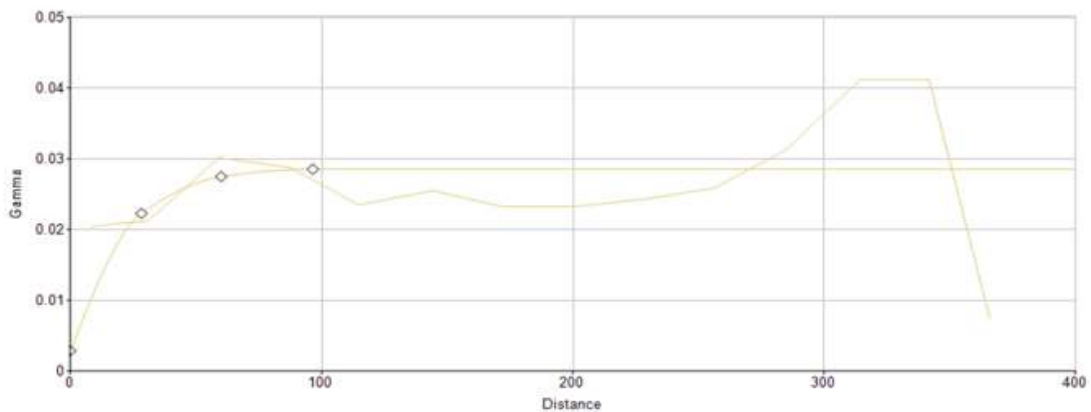
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 19. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (270/67.5) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
CU/densidad Nugget	0.003			
CU/ densidad esférico	0.011	28.3	53.2	56.6
CU/ densidad esférico	0.009	60	97.2	87.7
CU/ densidad esférico	0.006	96.5	143.3	122.8

Fuente: Elaboración propia.

Figura 42. Semivariograma de Cu (90/22.5) en Studio RM.



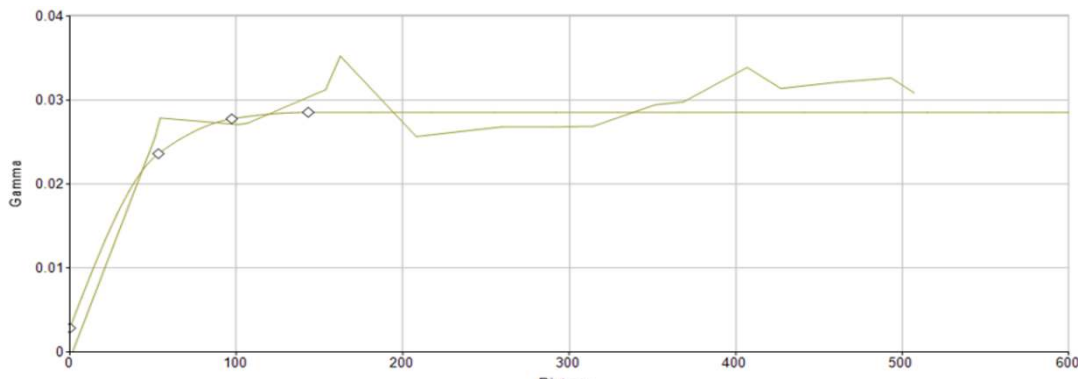
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 20. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (90/22.5) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
CU/densidad Nugget	0.003			
CU/ densidad esférico	0.011	28.3	53.2	56.6
CU/ densidad esférico	0.009	60	97.2	87.7
CU/ densidad esférico	0.006	96.5	143.3	122.8

Fuente: Elaboración propia.

Figura 43. Semivariograma de Cu (0/0) en Studio RM.



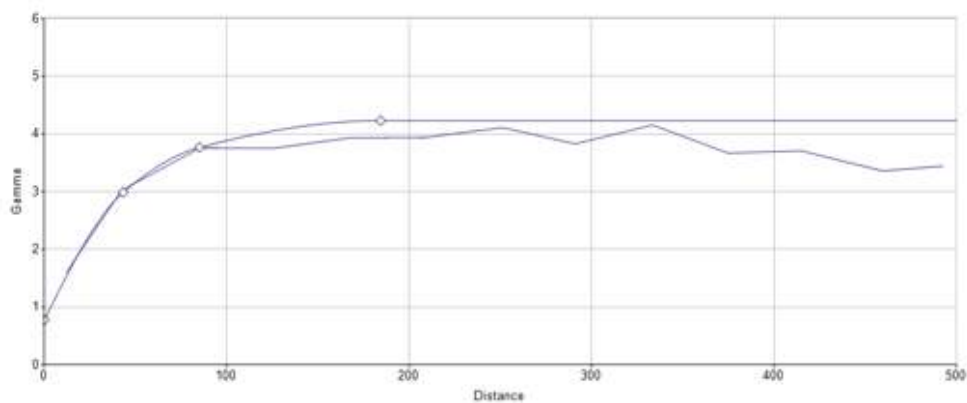
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu (0/0) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
CU/densidad Nugget	0.003			
CU/ densidad esférico	0.011	28.3	53.2	56.6
CU/ densidad esférico	0.009	60	97.2	87.7
CU/ densidad esférico	0.006	96.5	143.3	122.8

Fuente: Elaboración propia.

Figura 44. Semivariograma de Ag (157.5/67.5) en Studio RM.



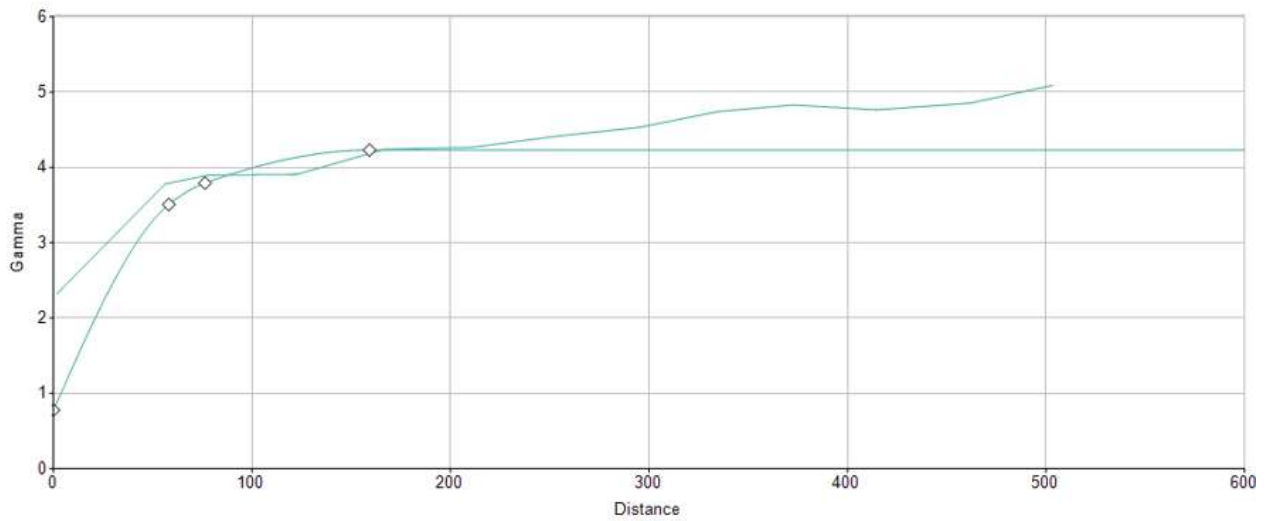
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 22. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (157.5/67.5) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AG Nugget	0.777			
AG esférico	0.861	43.3	50.5	58.1
AG esférico	1.288	85.2	87.1	76.3
AG esférico	1.304	184.3	166.9	159.2

Fuente. Elaboración propia.

Figura 45. Semivariograma de Ag (337.5/22.5) en Studio RM.



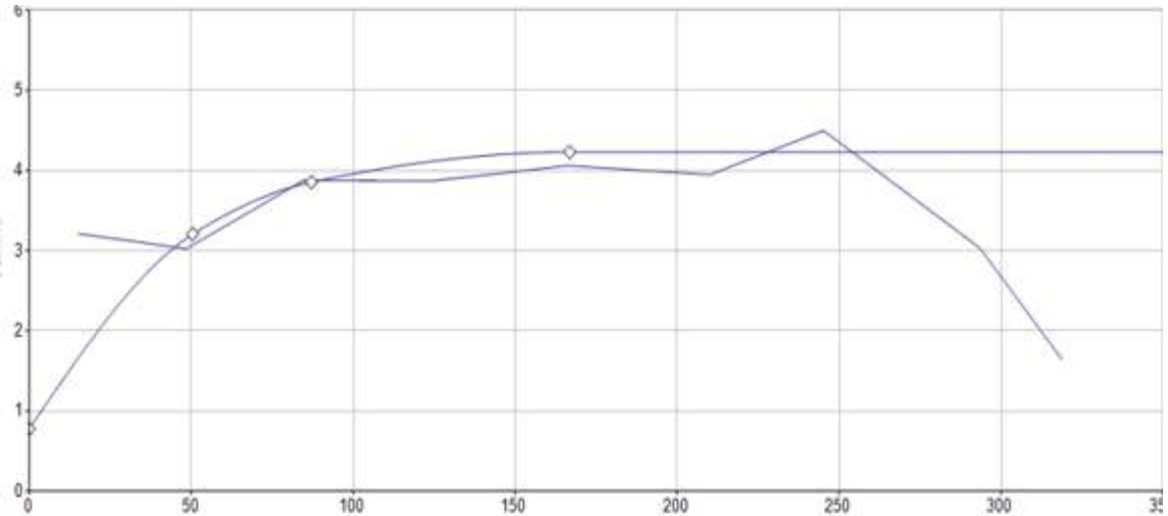
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 23. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (337.5/22.5) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AG Nugget	0.777			
AG esférico	0.861	43.3	50.5	58.1
AG esférico	1.288	85.2	87.1	76.3
AG esférico	1.304	184.3	166.9	159.2

Fuente. Elaboración propia.

Figura 46. Semivariograma de Ag (67.5/0) en Studio RM.



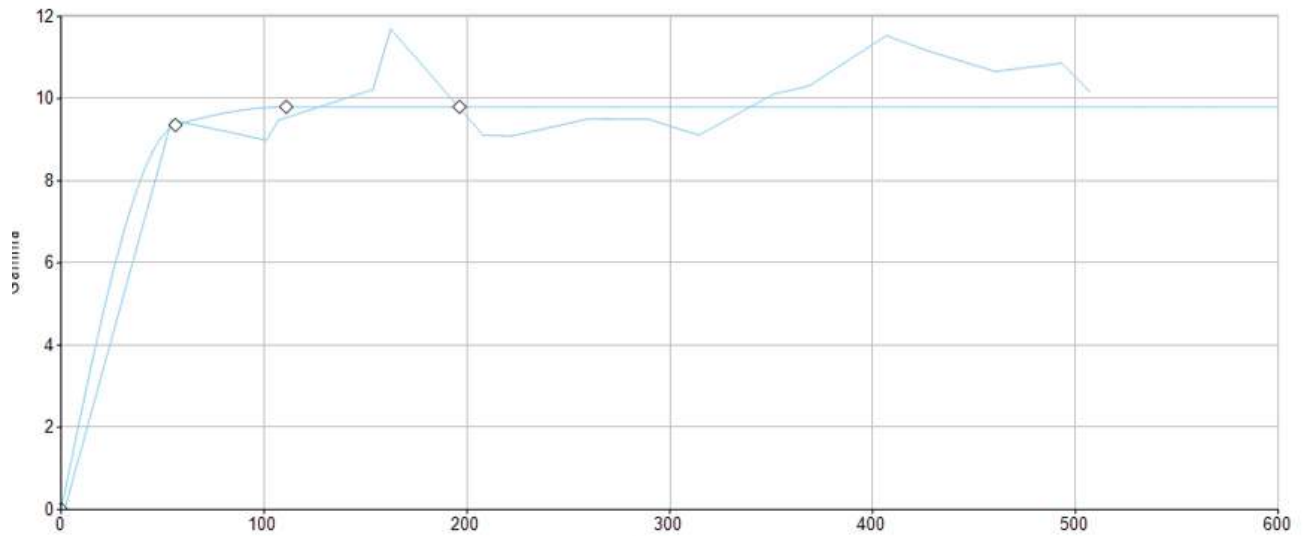
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 24. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Ag (67.5/0) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
AG Nugget	0.777			
AG esférico	0.861	43.3	50.5	58.1
AG esférico	1.288	85.2	87.1	76.3
AG esférico	1.304	184.3	166.9	159.2

Fuente. Elaboración propia.

Figura 47. Semivariograma de recuperación (0/0) en Studio RM.



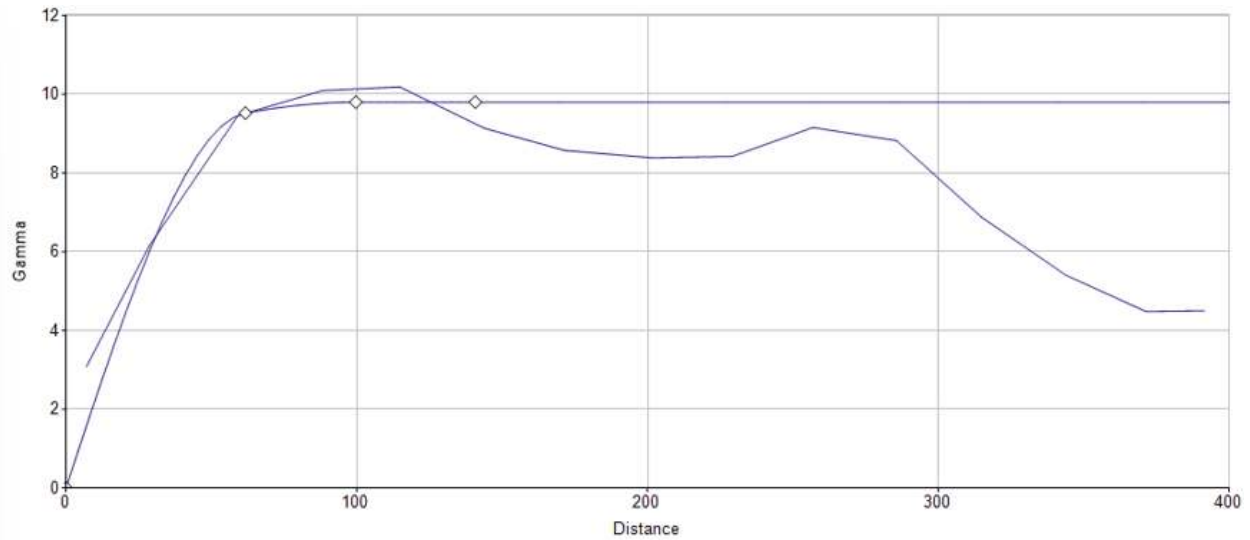
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 25. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (0/0) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
RECU Nugget	0.005	18.6	56.3	61.7
RECU esférico	8.336	59.6	110.9	99.7
RECU esférico	1.456	196.7	196.3	140.8
RECU esférico	0.005	0	0	0

Fuente. Elaboración propia.

Figura 48. Semivariograma de recuperación. (270/67.5) en Studio RM.



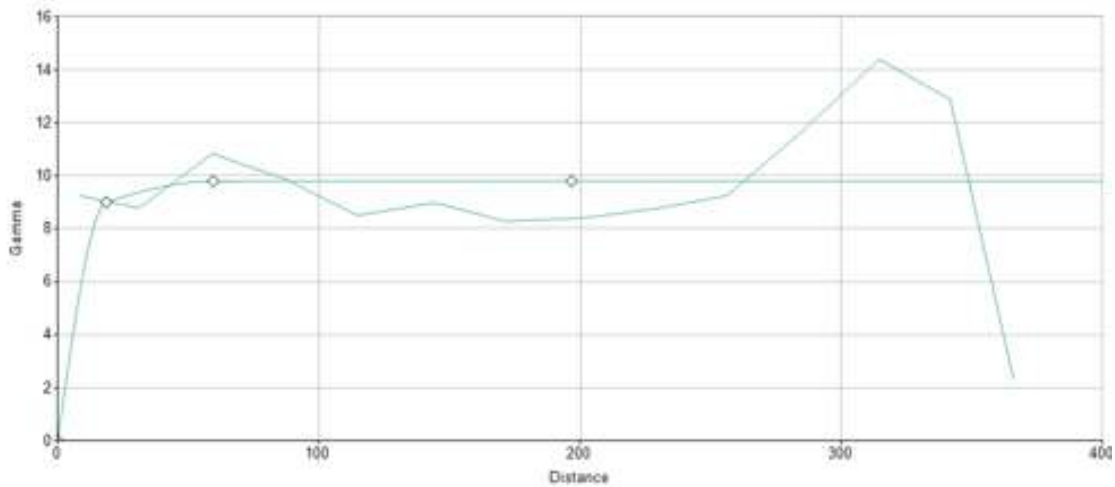
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (270/67.5) realizado en Studio RM.

Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
RECU Nugget	0.005	18.6	56.3	61.7
RECU esférico	8.336	59.6	110.9	99.7
RECU esférico	1.456	196.7	196.3	140.8
RECU esférico	0.005	0	0	0

Fuente: Elaboración propia.

Figura 49. Semivariograma de recuperación. (67.5/0) en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 27. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Rec. (67.5/0) realizado en Studio RM.

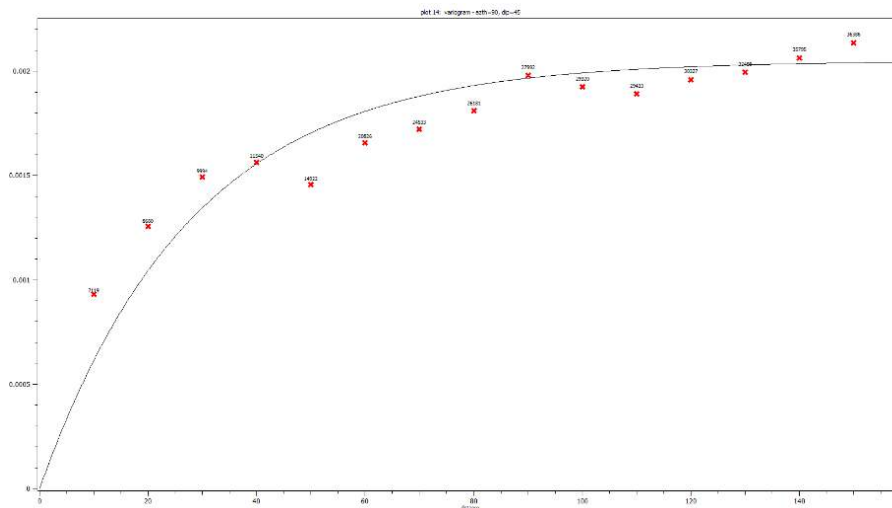
Valor	Meseta	Rango X	Rango Y	Rango Z
RECU Nugget	0.005	18.6	56.3	61.7
RECU esférico	8.336	59.6	110.9	99.7
RECU esférico	1.456	196.7	196.3	140.8
RECU esférico	0.005	0	0	0

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3.1.2 SGeMS

SGeMS permite modelar el semivariograma teórico, mediante varios gráficos, en distintas direcciones, esto nos permite seleccionar un modelo geoestadístico acorde a nuestras necesidades de los compositos previamente creados en el software RecMin, y cargados ya en el software SGeMS.

Figura 50. Semivariograma del Au (90/45) realizado en SGeMS.



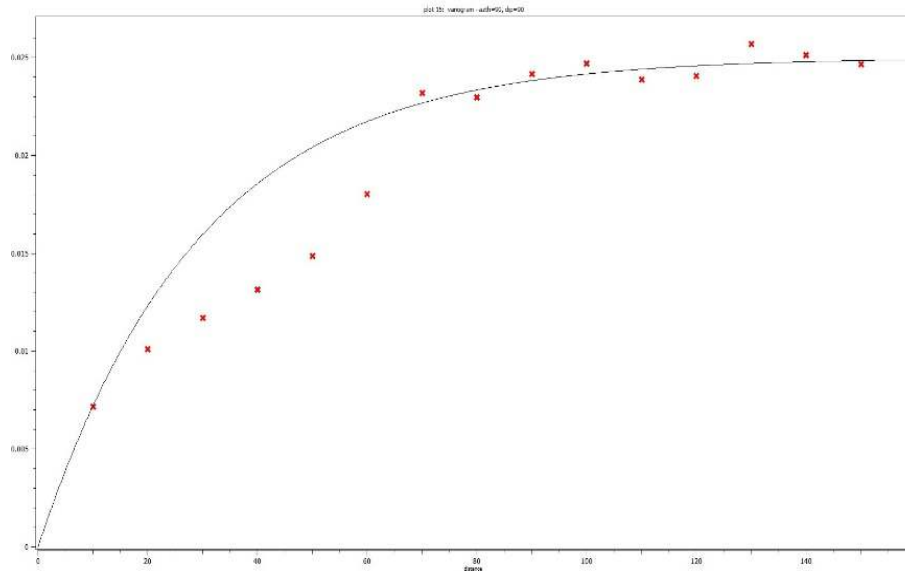
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 28. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Au (90/45) realizado en SGeMS.

Au (g/ton)	
Tipo	Exponencial
Efecto pepita	0
Meseta parcial	0.00205
Alcance máximo	90
Alcance Medio	90
Alcance mínimo	79

Fuente: Elaboración propia.

Figura 51. Semivariograma del Cu (90/90) realizado en SGeMS.



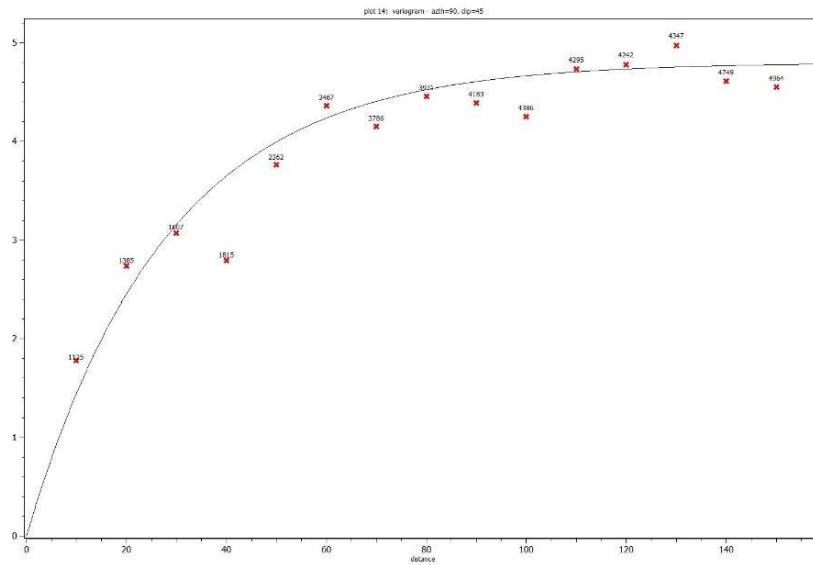
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 29. Parámetros usados para la elaboración del semivariograma de Cu.

Cu (%)	
Tipo	Exponencial
Efecto pepita	0
Meseta parcial	0.025
Alcance máximo	140
Alcance medio	110
Alcance mínimo	88

Fuente: Elaboración propia.

Figura 52. Semivariograma del Ag (90/45) realizado en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 30. Parámetros usados para la creación del semivariograma de Ag (90/45) realizado en SGeMS.

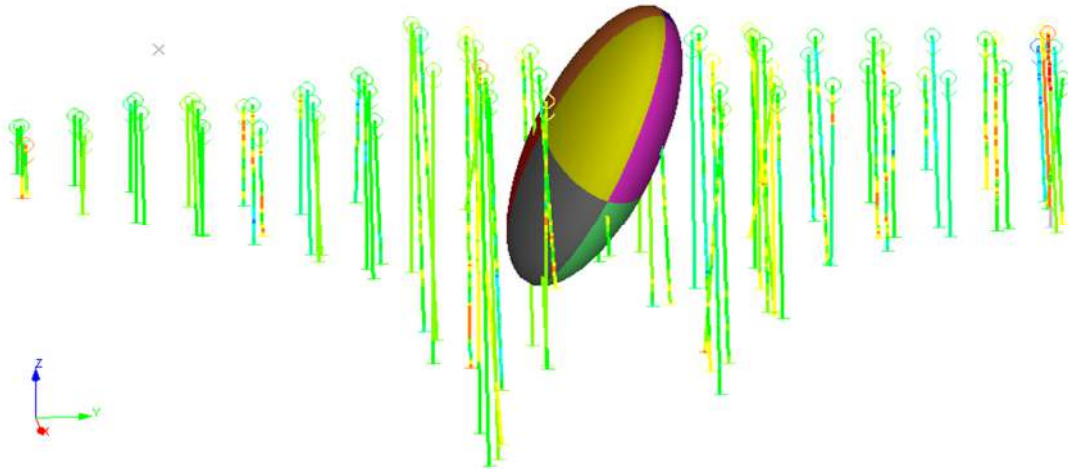
Ag(g/t)	
Tipo	Exponencial
Efecto pepita	0
Maseta parcial	4.1
Alcance máximo	120
Alcance medio	75
Alcance mínimo	55

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3.2 Elipsoides de búsqueda

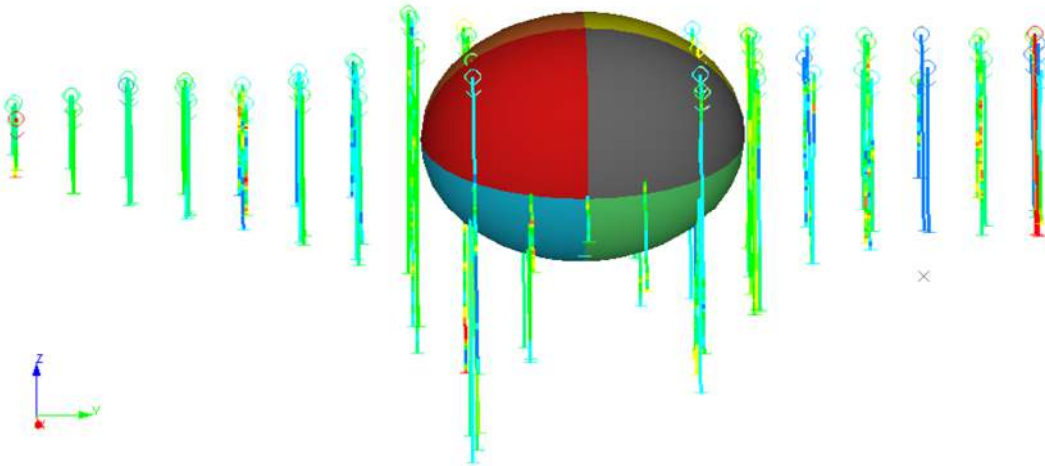
3.2.3.2.1 Datamine

Figura 53. Elipsoide de búsqueda del Au en Studio RM.



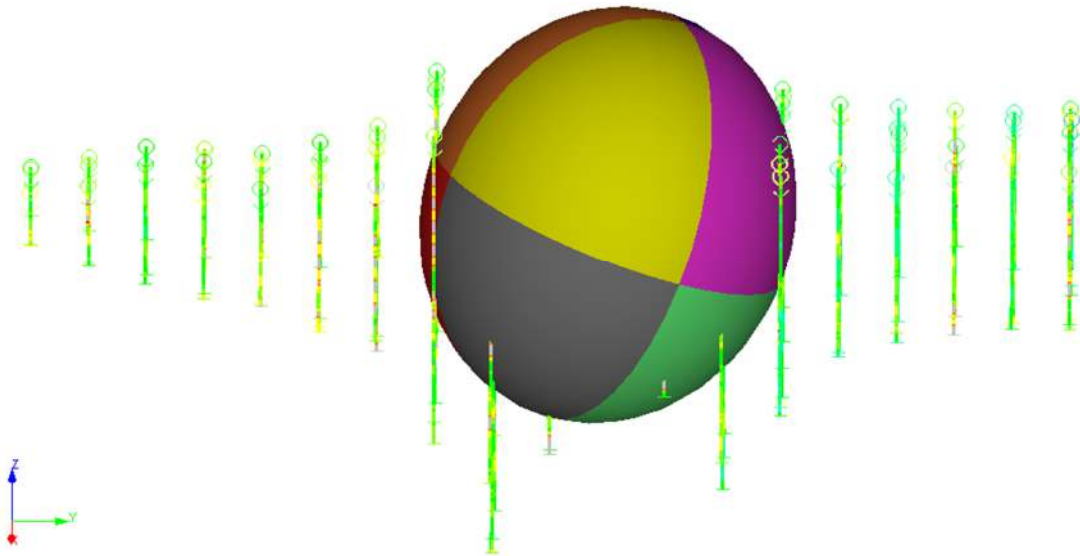
Fuente: Elaboración propia.

Figura 54. Elipsoide de búsqueda del Cu en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 55. Elipsoide de búsqueda del Ag en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

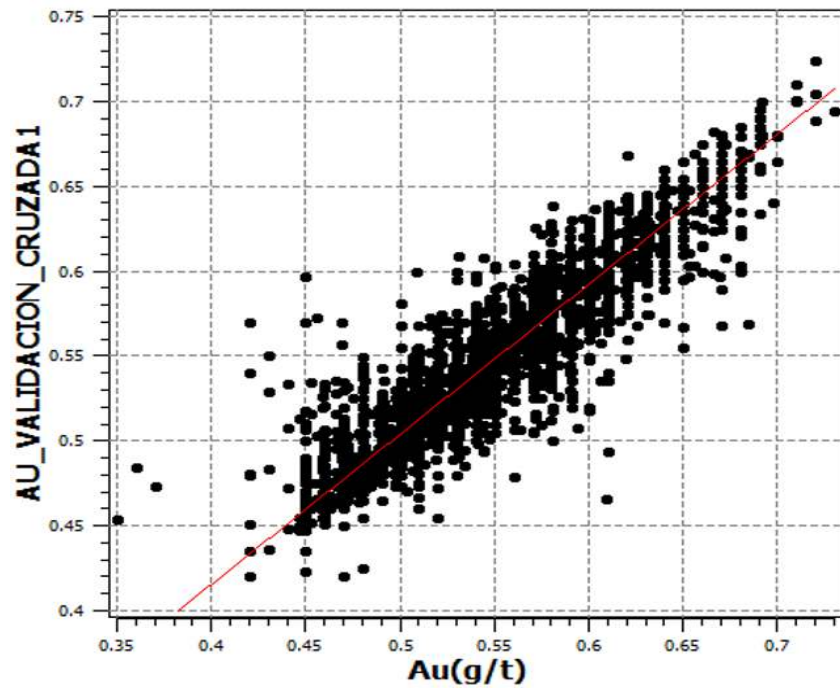
3.2.4 Validación gráfica y estadística

3.2.4.1 Validación cruzada

3.2.4.1.1 SGeMS

El software SGeMS permite realizar la validación cruzada, una vez obtenido los datos de Kriging Ordinario se podrá seleccionar los dos modelos para realizar una estimación por “Cross validation” y finalmente nos dará la correlación de datos, mínimos, máximos, entre otros datos que ayudan a verificar que los datos estén correctamente estimados.

Figura 56. Validación Cruzada Au en SGeMS.



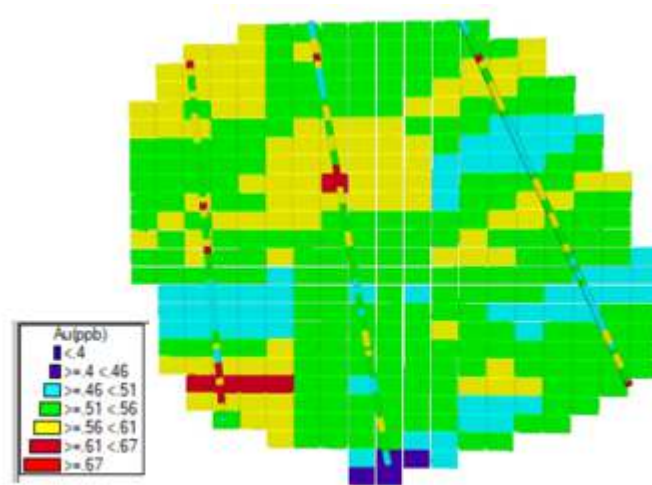
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 31. Datos de la validación cruzada del Au en SGeMS.

N° datos	7254
Correlación	0.951195
Variable X	
Media	0.532112
Varianza	0.00256974
Variable Y	
Media	0.532182
Varianza	0.00222612
Regresión lineal	
Inclinación:	0.886008
Intercepción	0.060722

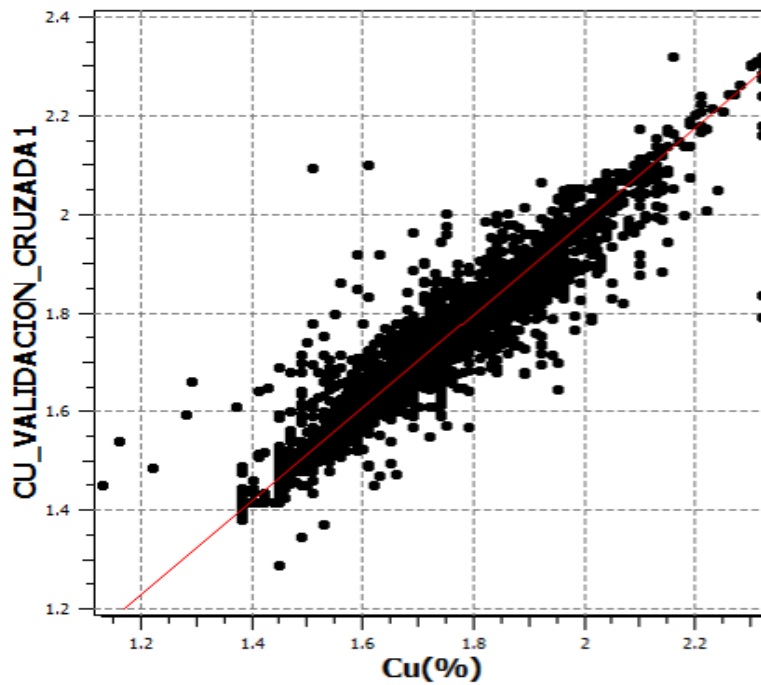
Fuente: Elaboración propia.

Figura 57. Corte Seccional de estimación de Au en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 58. Validación Cruzada Cu en SGeMS.



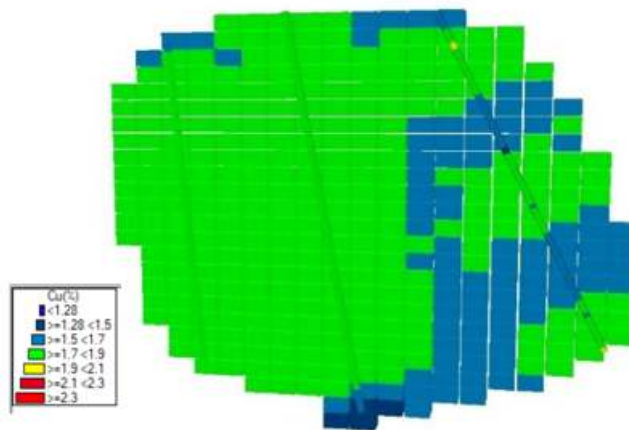
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32. Datos de la validación cruzada del Cu en SGeMS.

N° datos	7254
Correlación	0.975853
Variable X	
Media	1.70904
Varianza	0.0304694
Variable Y	
Media	1.70925
Varianza	0.0286579
Regresión lineal	
Inclinación	0.944618
Intercepción	0.0916164

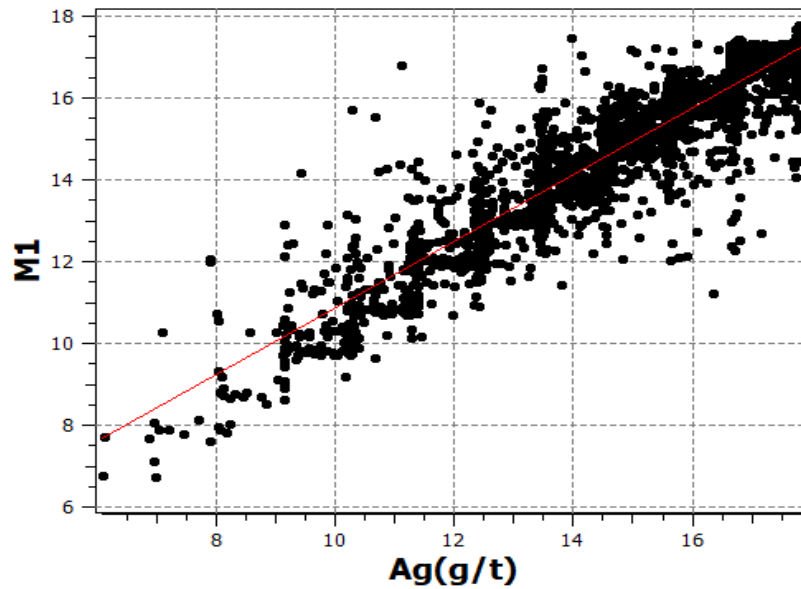
Fuente: Elaboración propia.

Figura 59. Corte seccional Estimación de Cu en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 60. Validación Cruzada Ag en SGeMS.



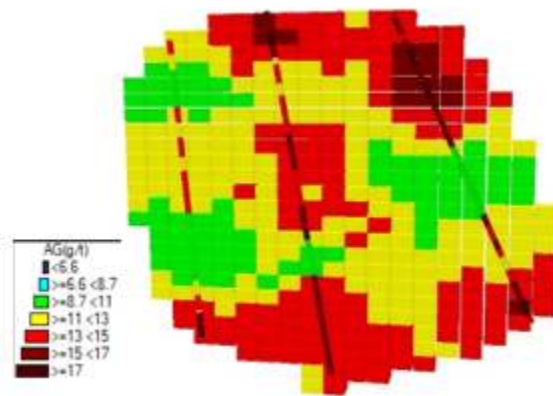
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33. Datos de la validación cruzada del Ag en SGeMS.

N° datos	7254
Correlación	0.9187
Variable x	
Media	14.6337
Varianza	4.77474
Variable y	
Media	14.6394
Varianza	3.74637
Regresión lineal	
Inclinación	0.813611
Intercepción	2.73338

Fuente: Elaboración propia.

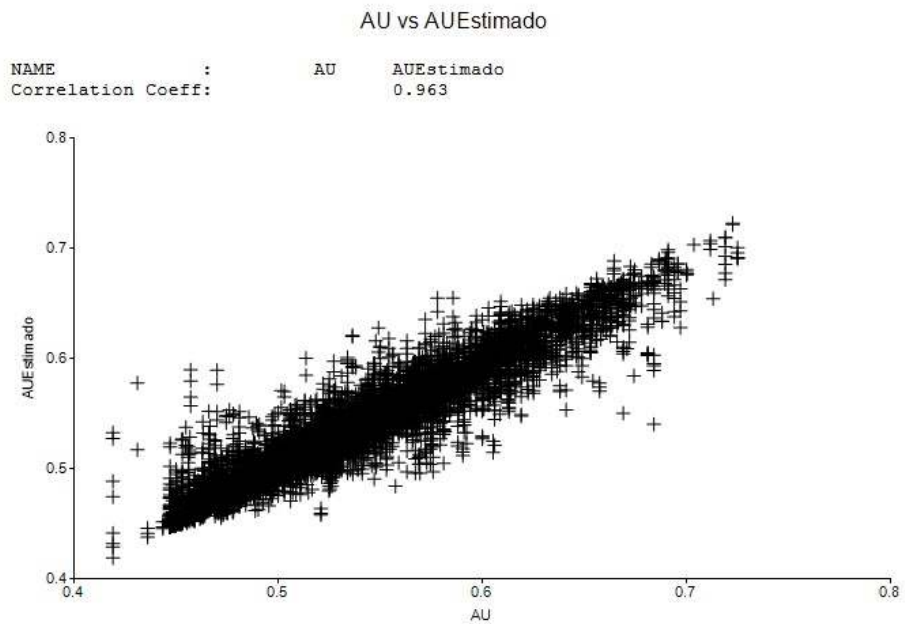
Figura 61. Corte seccional de Ag en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

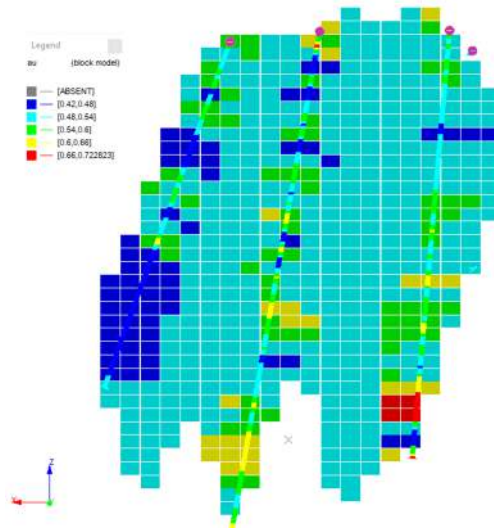
3.2.4.1.2 Datamine

Figura 62. Validación Cruzada Au en Studio RM.



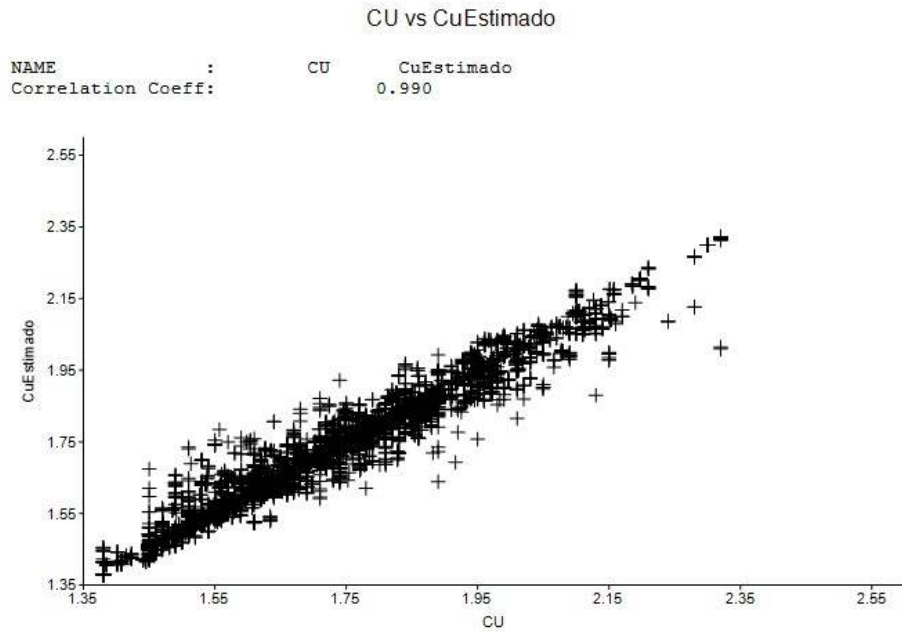
Fuente: Elaboración propia.

Figura 63. Corte seccional de Au en Studio RM.



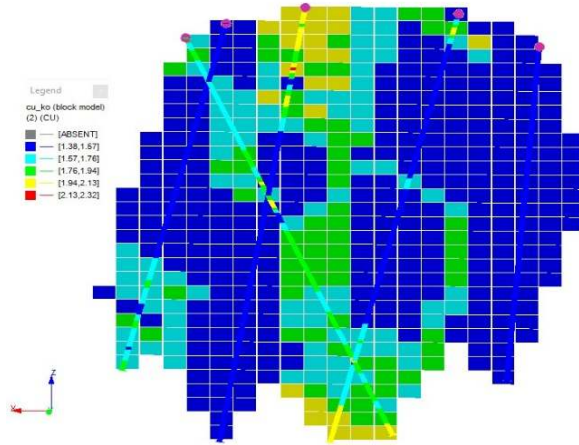
Fuente: Elaboración propia.

Figura 64. Validación Cruzada Cu en Studio RM.



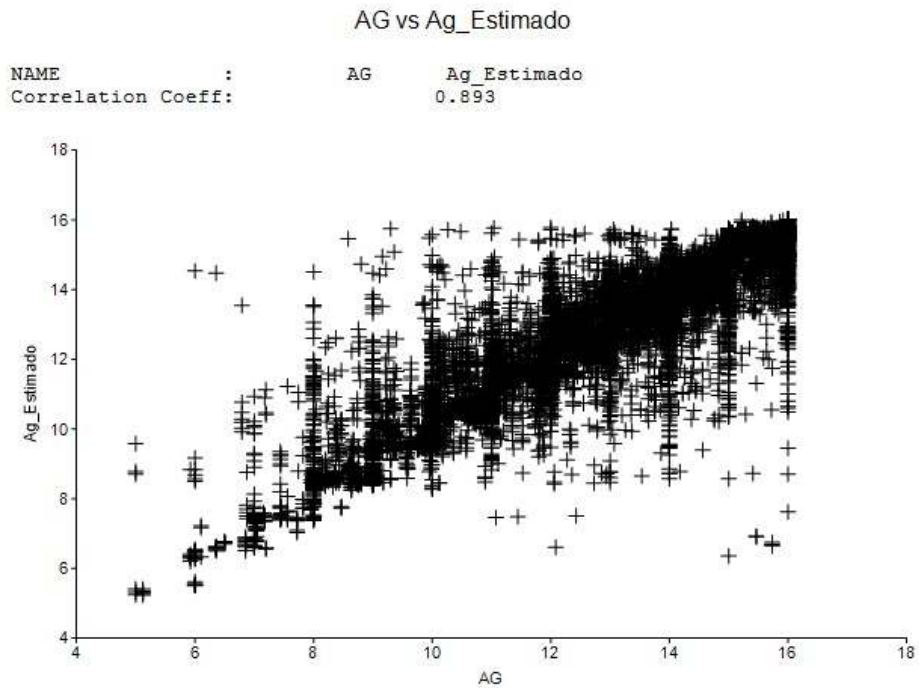
Fuente: Elaboración propia.

Figura 65. Corte seccional de Cu en Studio RM.



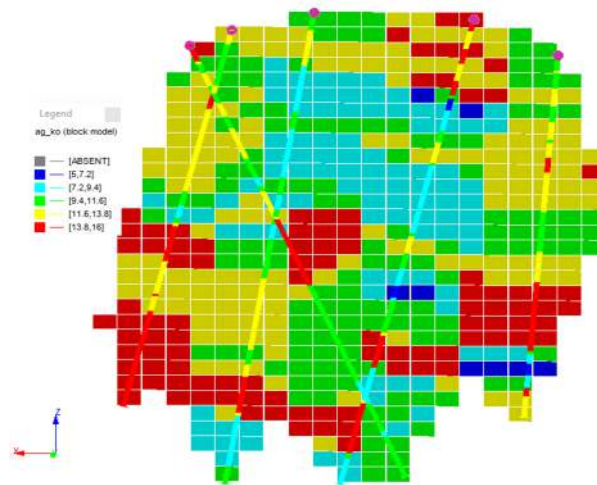
Fuente: Elaboración propia.

Figura 66. Validación Cruzada Ag en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 67. Corte seccional de Ag en Studio RM.

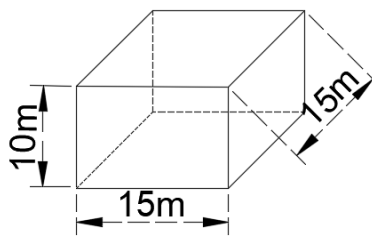


Fuente: Elaboración propia.

3.3 Creación de modelo de bloques del yacimiento

Las dimensiones usadas para el modelo de bloques se muestran en la figura 68.

Figura 68. Dimensiones para los bloques generado en AutoCAD.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.1 RecMin

Para Recmin se realizaron los bloques en el módulo de yacimientos, para esto se consideraron los parámetros ya mencionados, en la Figura 68 se puede observar los parámetros de los bloques puestos en RecMin.

3.3.1.1 Delimitación de bloques bajo la topografía

La delimitación de los modelos de bloques es un proceso importante dado que aquí restringiremos los bloques con la topografía, esto con el objetivo de eliminar bloques de aire, y quedarnos con los bloques para ser utilizados en posteriores procedimientos.

Figura 69. Bloques bajo la superficie en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

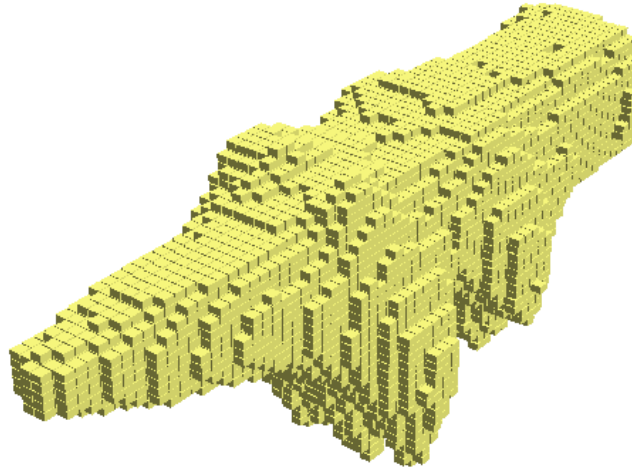
Tabla 34. Volumen de Bloques bajo superficie en RecMin.

N° Bloques	Volumen
519,917	1,169,813,000.00 m ³

Fuente. Elaboración propia.

3.3.1.2 Delimitación de bloques con el yacimiento

Figura 70. Bloques del yacimiento en RecMin



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 35. Volumen de bloques de yacimiento en RecMin.

N° Bloques	Volumen
15,824	35,604,000.00 m ³

Fuente: Elaboración propia.

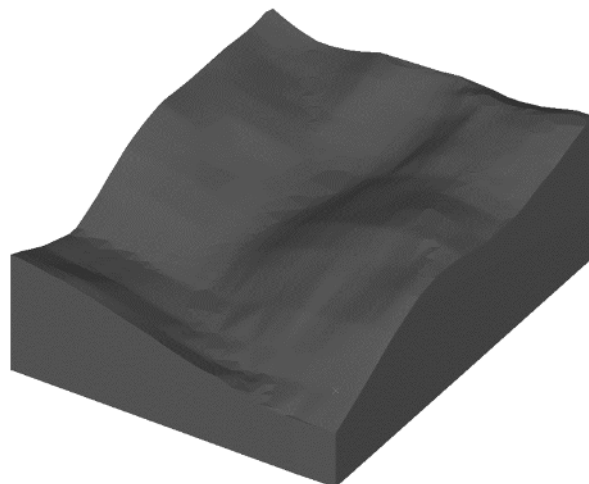
3.3.2 *Datamine*

Datamine tiene otro proceso para la generación de bloques, este proceso se lo describe a continuación:

- Generar un sólido (wireframe) alrededor del yacimiento que sobrepase la superficie, esto con la finalidad de luego cortarlo con la superficie.
- Delimitación de sólido (wireframe) con la superficie.
- Generación de bloques con el sólido ya delimitado.
- Combinar bloques de interés con los bloques generados anteriormente.
- Obtención de los bloques finales.

3.3.2.1 **Delimitación de Sólido con la superficie.**

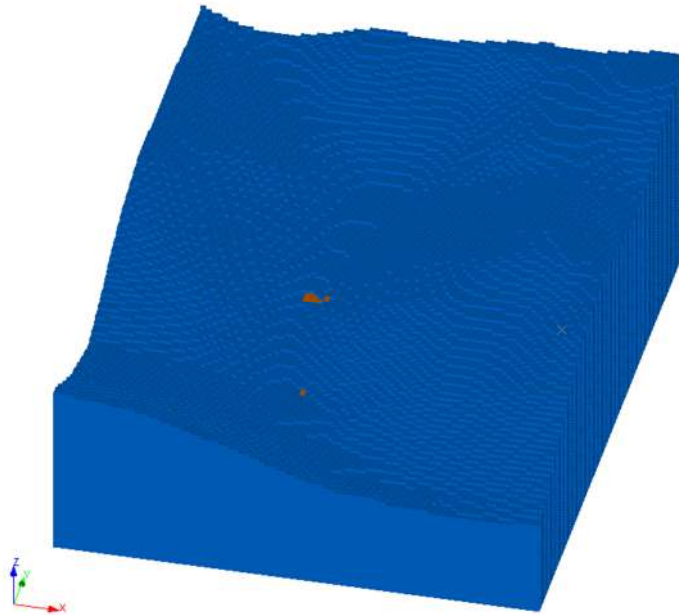
Figura 71. Sólidos Bajo la superficie en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.3 Bloques bajo superficie

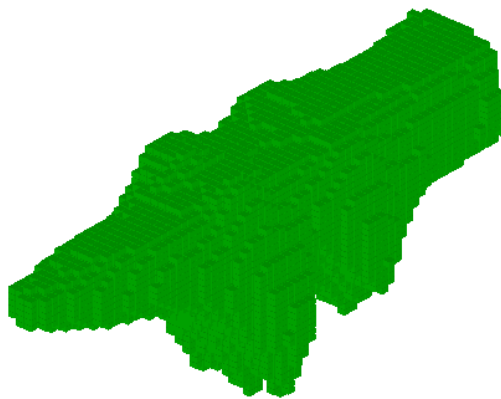
Figura 72. Bloques bajo la superficie en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.4 Bloques delimitados con el yacimiento

Figura 73. Bloques del yacimiento en Studio RM.



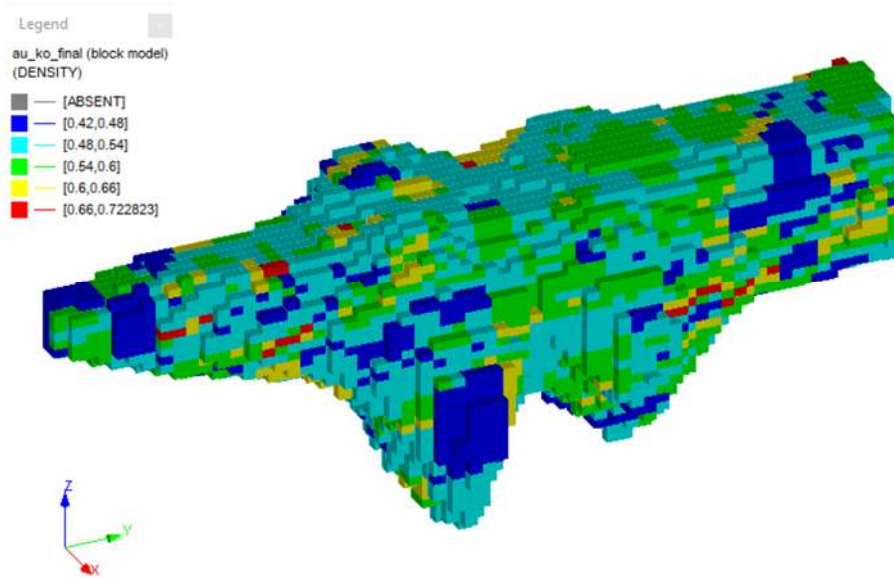
Fuente: Elaboración propia.

3.4 Estimación de reservas

A continuación, se presenta la estimación de reservas del depósito Pucán el cual fue evaluado por Kriging y Cokriging multivariado, ya que en este último se encontró una buena relación entre las leyes de cobre y la densidad de la roca entre el 89% aproximadamente.

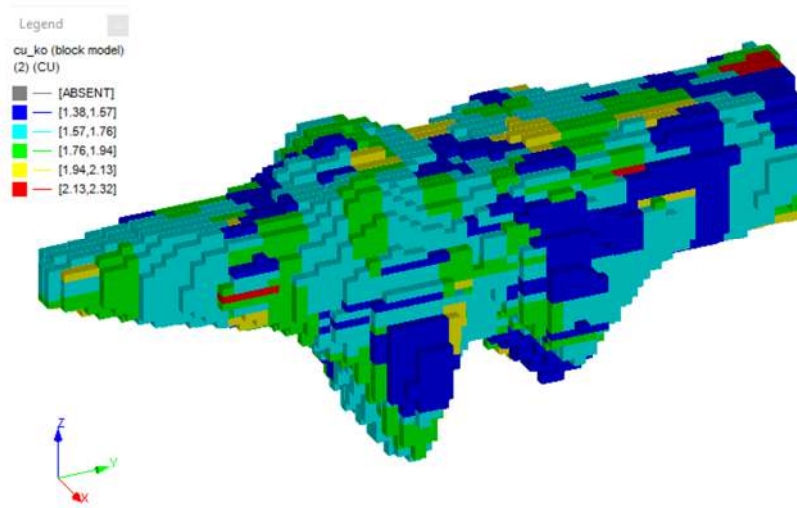
3.4.1 Studio RM

Figura 74. Estimación del Au en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

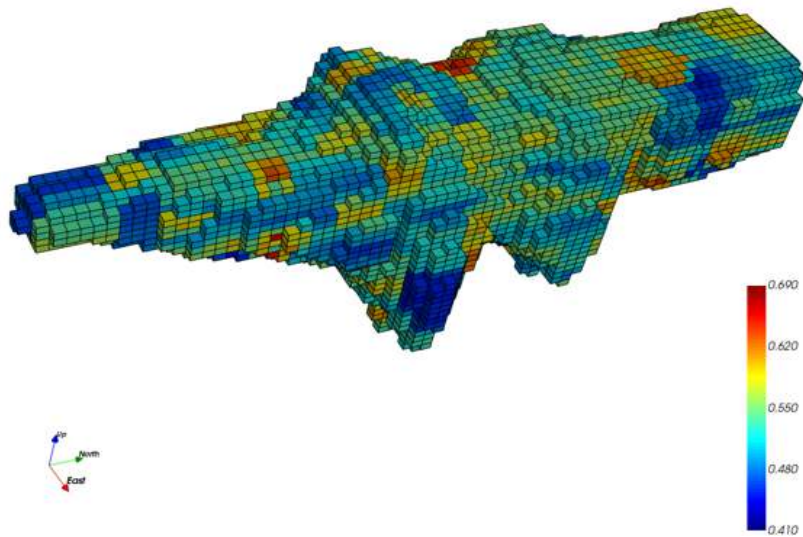
Figura 75. Estimación de Cu en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

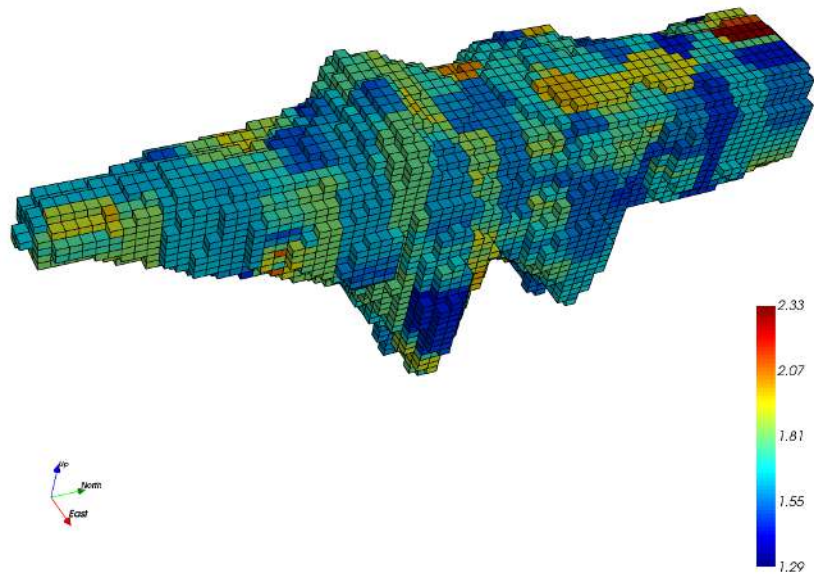
3.4.2 SGeMS

Figura 76. Estimación de Au en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 77. Estimación de Cu en SGeMS.

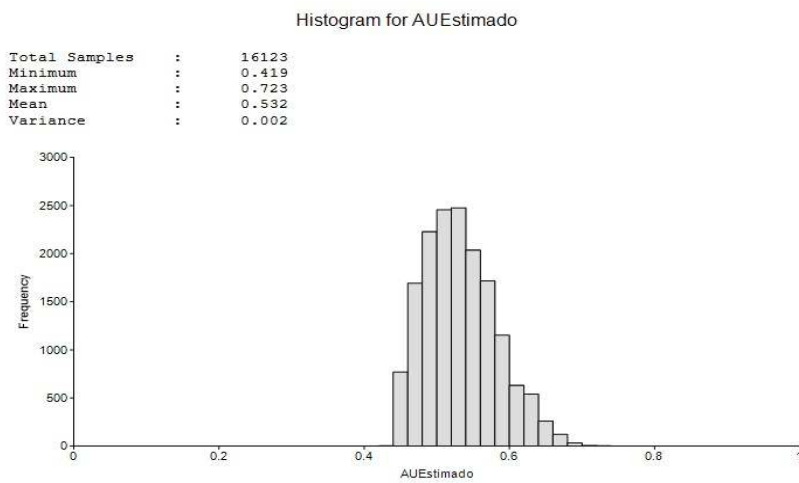


Fuente: Elaboración propia.

3.4.3 Histogramas

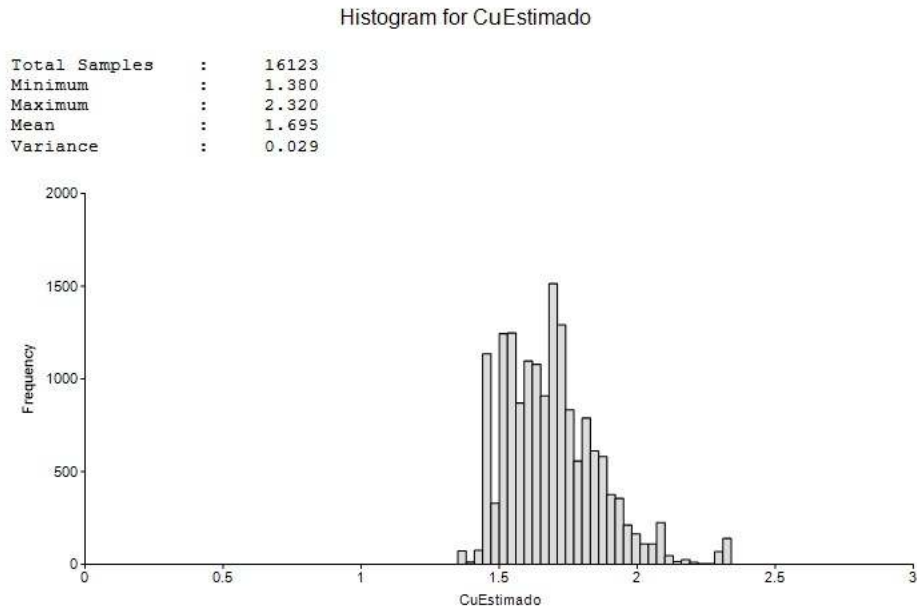
3.4.3.1 Studio RM

Figura 78. Histograma Au estimación, Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

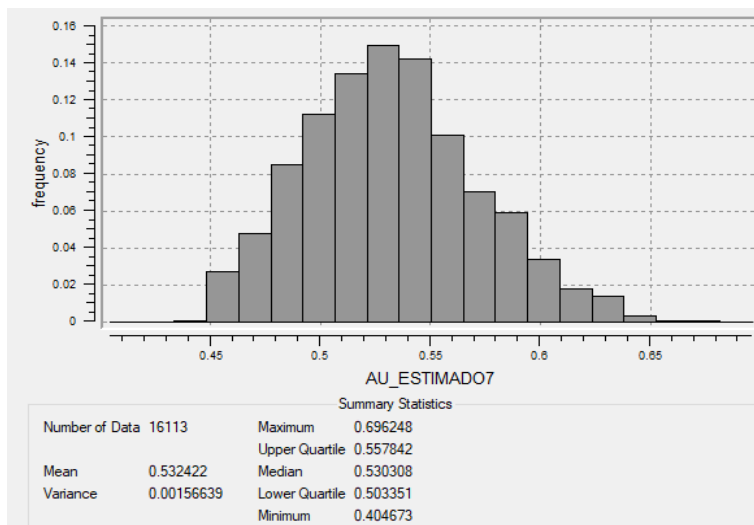
Figura 79. Histograma Cu estimación, Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

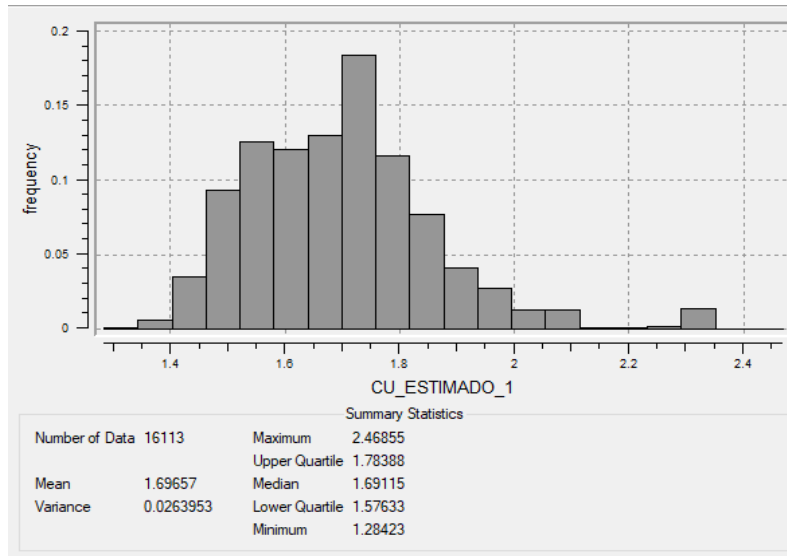
3.4.3.2 SGeMS

Figura 80. Histograma Au estimación, SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 81. Histograma Cu estimación, SGeMS.



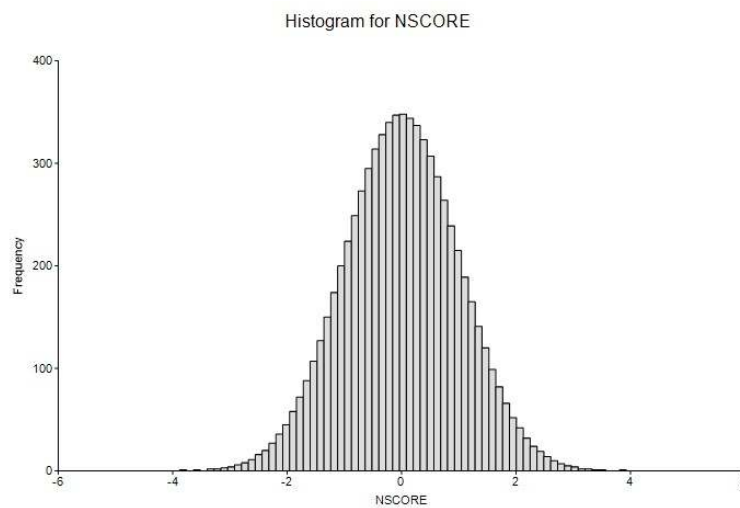
Fuente. Elaboración propia.

3.5 Simulaciones geoestadísticas

3.5.1 Histogramas

3.5.1.1 Studio RM

Figura 82. Simulación gaussiana Au en Studio RM.

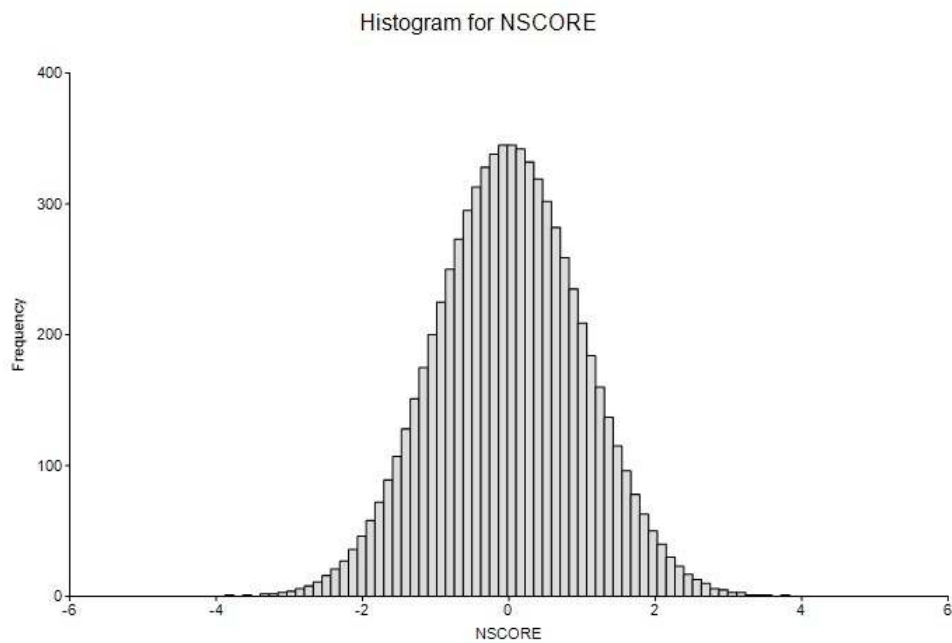


Fuente: Elaboración propia.

Tabla 36. Resultados simulación gaussiana de Au en Studio RM.

Total, muestras	7270
Mínimo	-3.813
Máximo	3.813
Total	0
Media	0
Varianza	1

Fuente: Elaboración propia.

Figura 83. Simulación gaussiana Cu en Studio RM.

Fuente: Elaboración propia.

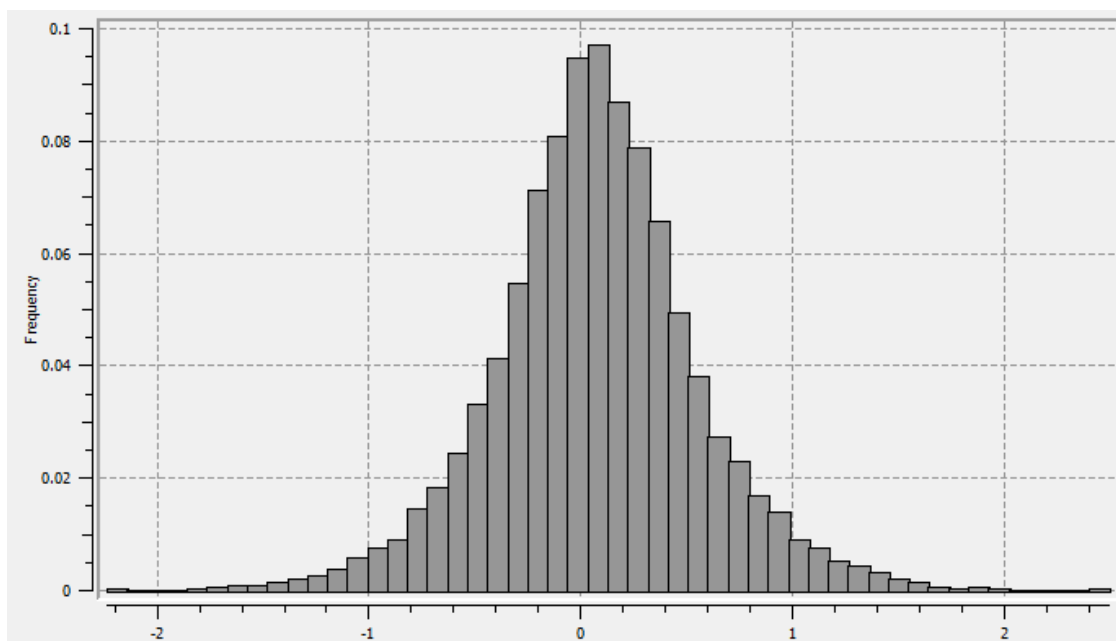
Tabla 37. Resultados de la simulación gaussiana de Cu en Studio RM.

Total, muestras	7270
Mínimo	-3.813
Máximo	3.813
Total	0
Media	0
Varianza	1

Fuente: Elaboración propia.

3.5.1.2 SGeMS

Figura 84. Simulación Gaussiana del Au en SGeMS.



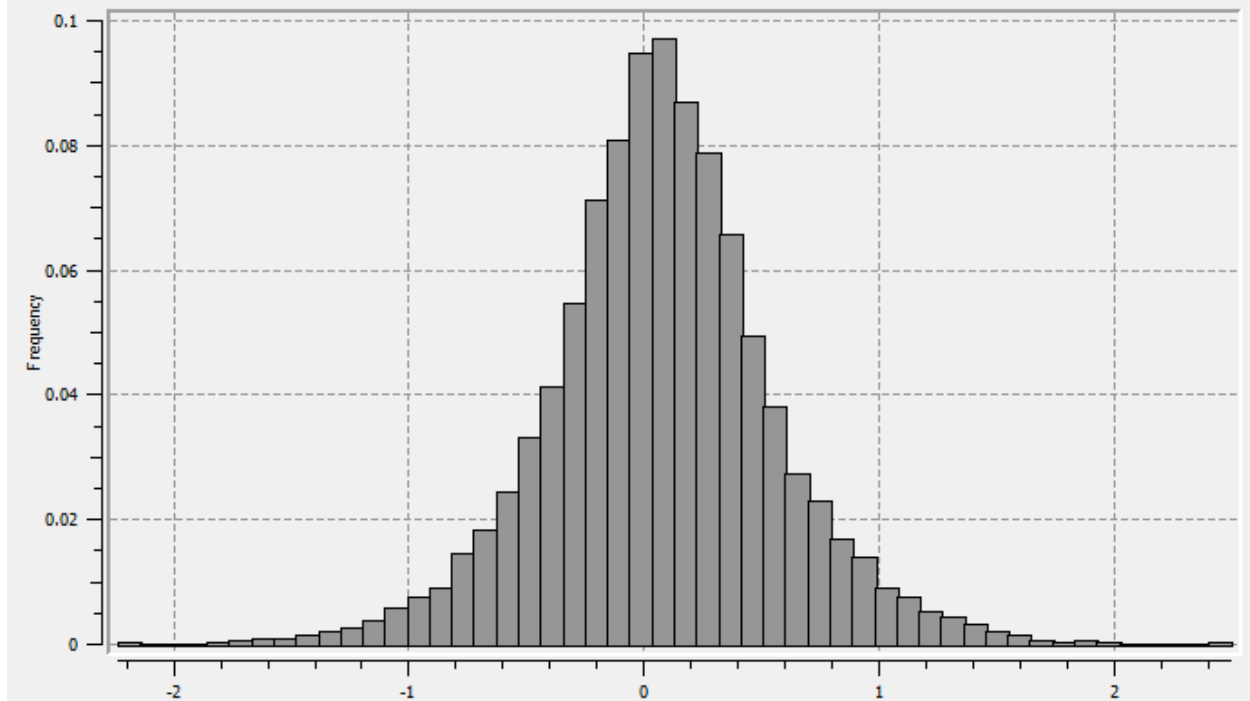
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 38. Resultados Simulación Gaussiana de Au en SGeMS.

Total, muestras	7254
Mínimo	-3.63715
Máximo	3.63715
Total	0
Media	0.00794
Varianza	1

Fuente: Elaboración propia.

Figura 85. Simulación gaussiana de Cu en SGeMS.



Fuente. Elaboración propia.

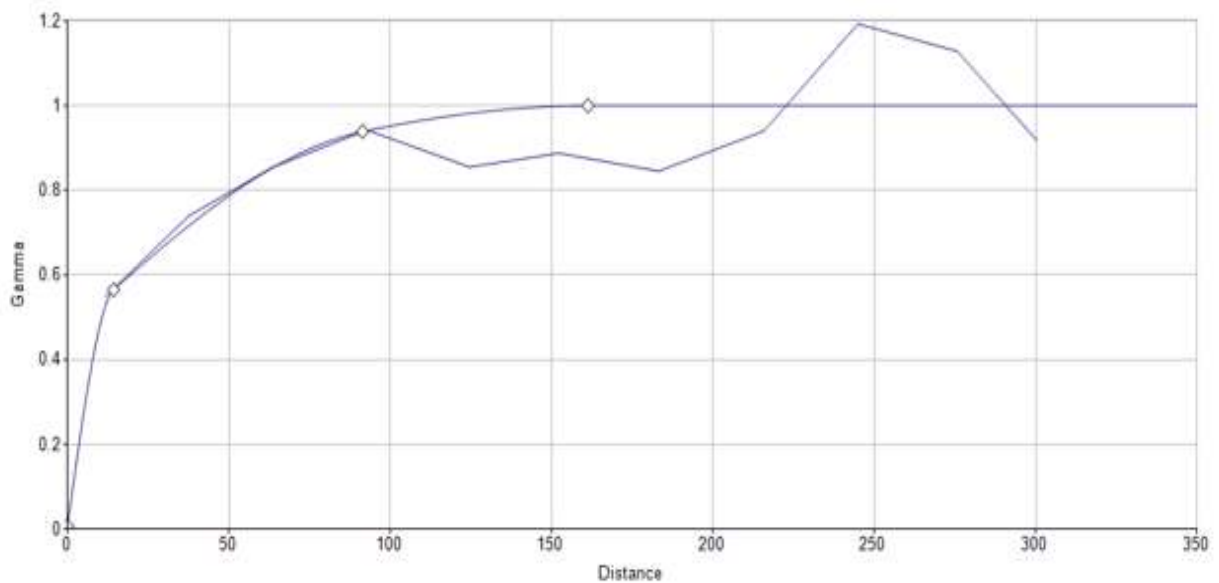
Tabla 39. Resultados Simulación Gaussiana de Cu en SGeMS.

Total, muestras	7254
Mínimo	-2.1618
Máximo	2.1618
Total	0
Media	0
Varianza	1

Fuente: Elaboración propia.

3.5.2 Variogramas de las simulaciones gaussianas

Figura 86. Semivariograma simulación gaussiana Au "90/0" en Studio RM.



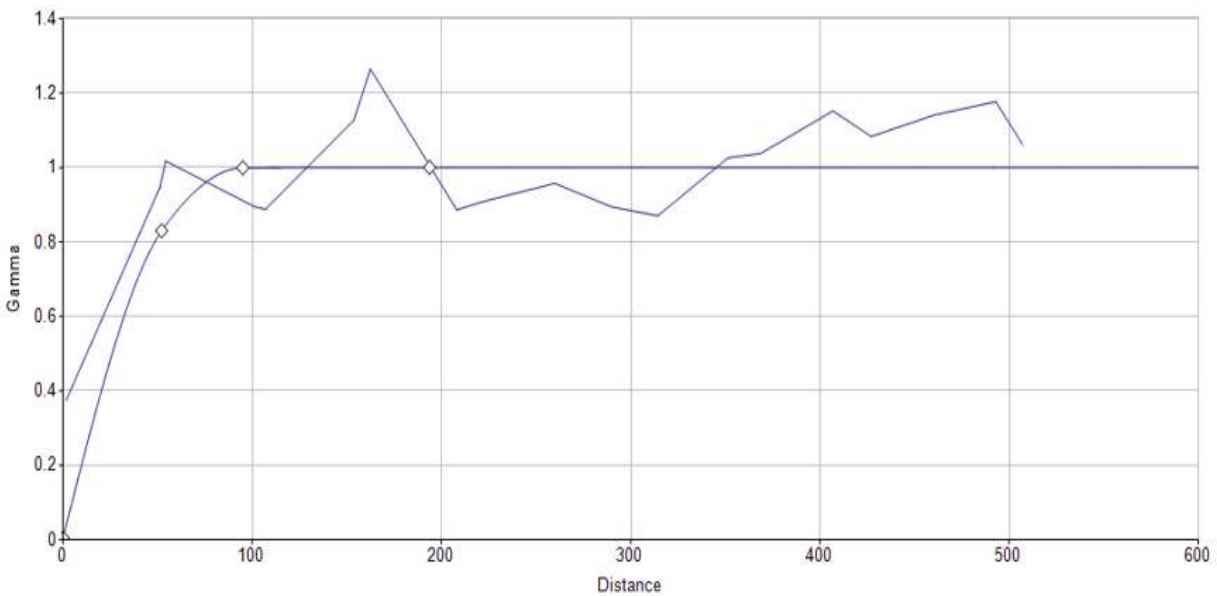
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 40. Resultados semivariograma de simulación gaussiana de Au en Studio RM.

Var	Tipo	Meseta	Rango X	Rango	Rango Z
NSCORE	Nugget	0.007	0	0	0
NSCORE	Esférico	0.46	50.8	14.3	59.4
NSCORE	Esférico	0.28	93.1	91.5	85.3
NSCORE	Esférico	0.254	251.8	161.3	159.8

Fuente: Elaboración propia.

Figura 87. Semivariograma simulación gaussiana Cu en Studio RM.



Fuente: Elaboración propia.

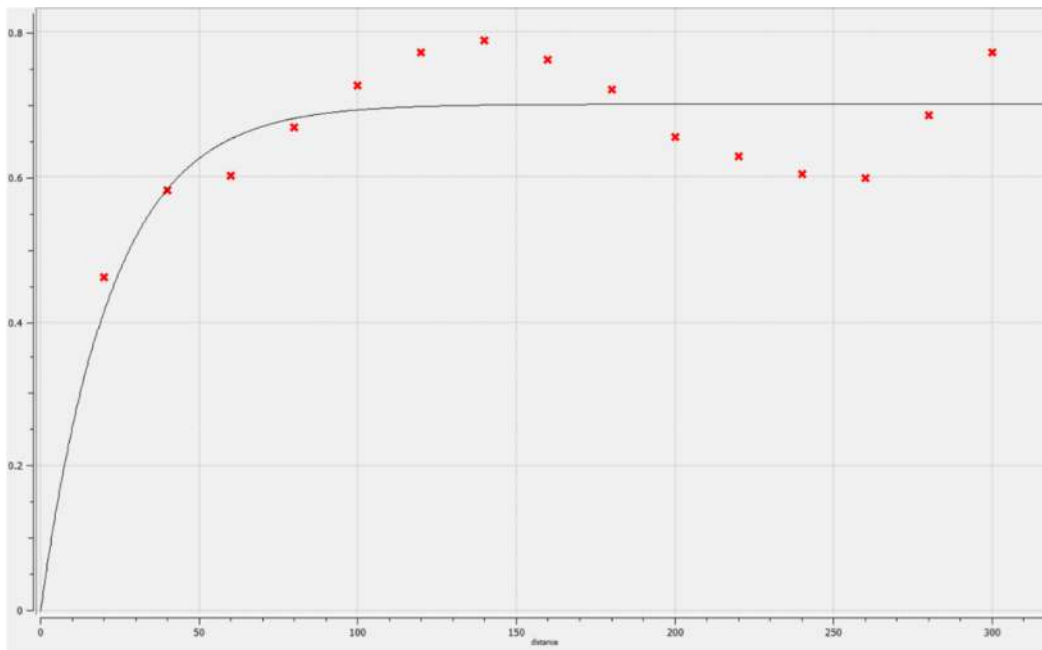
Tabla 41. Resultados semivariograma simulación gaussiana Cu en Studio RM.

Var	Tipo	Meseta	Rango X	Rango	Rango Z
NSCORE	Nugget	0.004			
NSCORE	Esférico	0.344	34.3	52.2	60.9
NSCORE	Esférico	0.649	122.4	95	130.9
NSCORE	Esférico	0.003	184.8	193.7	181.3

Fuente: Elaboración propia.

3.5.2.1 SGeMS

Figura 88. Semivariograma simulación gaussiana Au en SGeMS.



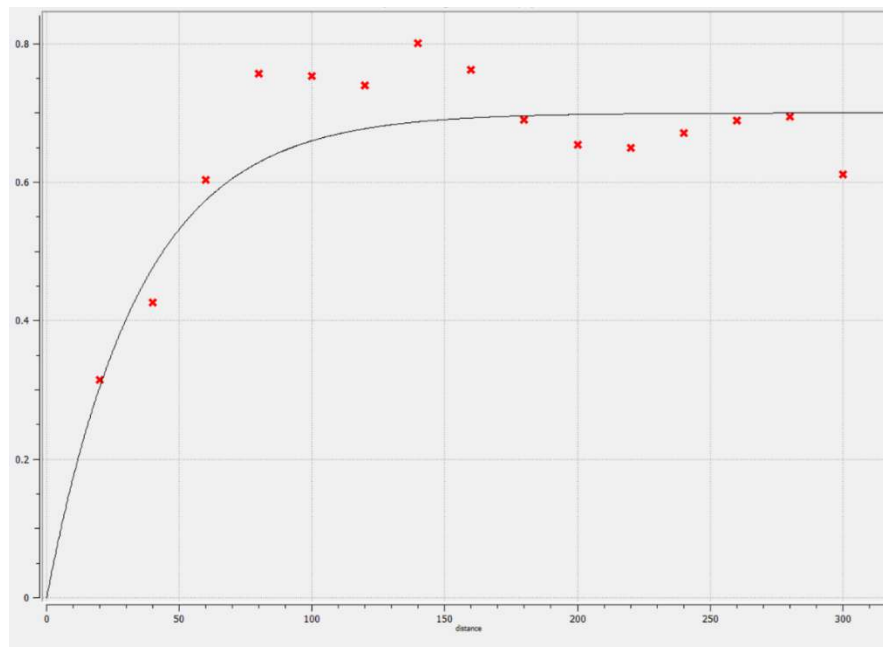
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42. Parámetros para la elaboración del semivariograma simulación gaussiana Au en SGeMS.

Meseta	0.7
Tipo	Exponencial
Rango máximo	72
Rango medio	72
Rango mínimo	43

Fuente: Elaboración propia.

Figura 89. Semivariograma simulación gaussiana Cu en SGeMS.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 43. Parámetros para la elaboración del semivariograma simulación gaussiana Cu en SGeMS.

Parámetros	Valor
Meseta	0.7
Tipo	Exponencial
Rango máximo	150
Rango medio	125
Rango mínimo	105

Fuente: Elaboración propia.

3.6 Resultados y comparación

Tabla 44. Resultados de la estimación de reservas, Studio RM.

Total, Cu Medidos (gr)	Total, Au Medidos (gr)	Total, Ag Medidos (gr)
235,620,835.68	73,756,413.52	1,797,380,982.43
Total, Cu Indicados (gr)	Total, Au Indicados (gr)	Total, Ag Indicados (gr)
3,955,609.48	1,250,827.91	30,779,420.21
Total, Cu Inferidos (gr)	Total, Au Inferidos (gr)	Total, Ag Inferidos (gr)
384,592.75	126,554.10	2,839,777.87

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 45. Resultados de la estimación de reservas, SGeMS.

Total, Cu Medidos (gr)	Total, Au Medidos (gr)	Total, Ag Medidos (gr)
235,139,019.14	73,668,348.49	1,796,948,513.32
Total, Cu Indicados (gr)	Total, Au Indicados (gr)	Total, Ag Indicados (gr)
4,378,839.70	1,316,997.08	31,914,767.60
Total, Cu Inferidos (gr)	Total, Au Inferidos (gr)	Total, Ag Inferidos (gr)
357,253.79	103,083.85	3,230,026,239.46

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO 4

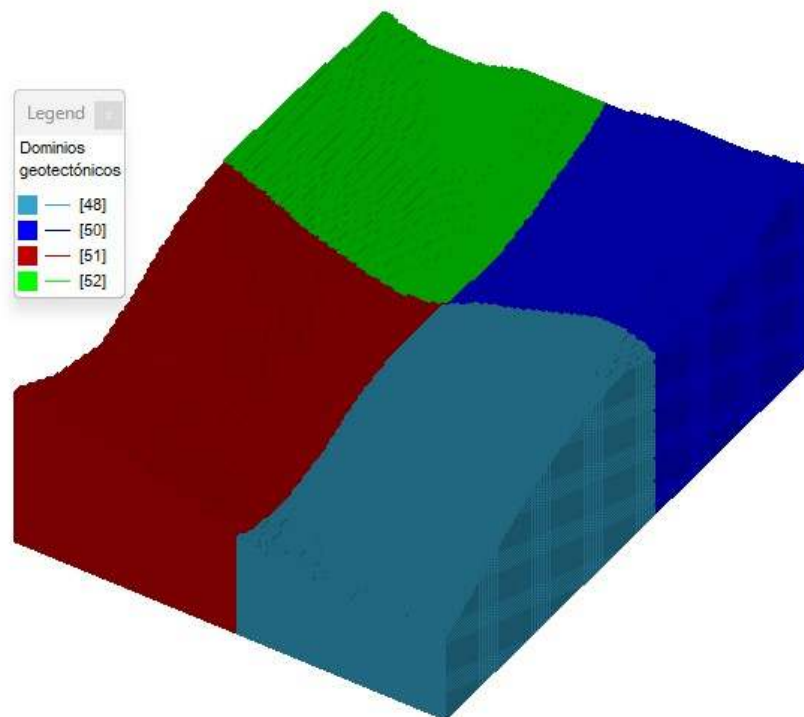
4. MODELOS DE OPTIMIZACIÓN & PLANEAMIENTO ESTRATÉGICO

4.1 Modelo Geotécnico

El modelamiento geotécnico viene en función de la roca predominante que tenemos, la cual es andesita. También se consideró parámetros técnicos para la elección y división de la zonificación de ángulos por sectores.

El ángulo de talud pertenece al ángulo que se forma desde la pared del talud respecto a la horizontal. Para esta investigación se consideran cuatro ángulos distintos en cuatro zonas, esto debido a los dominios geotécnicos.

Figura 90. Ángulo por zonas del área de trabajo.



Fuente: Elaboración propia.

4.2 Modelo Económico

El modelo Económico es una herramienta que permite evaluar la viabilidad económica de un proyecto minero, es indispensable para los modelos de optimización, para determinar la manera en la que se extrae el mineral. Este modelo incluye datos geológicos, financieros, operativos con el fin de posteriormente ir representando la sensibilidad del proyecto asociado al cambio de variables durante la vida útil del mismo.

Parámetros de análisis de un modelo económico:

- Precio de venta en el mercado de los metales de interés.
- Costos de procesamiento.
- Costos de Estéril.
- Costos de producción.
- Dilución.
- Ley de Corte.
- Recuperación Metalúrgica.

Para el presente estudio, se evalúa el proceso de flotación al que será sometida la roca, se muestran las variables y parámetros el cual se ingresó en los distintos programas a utilizar.

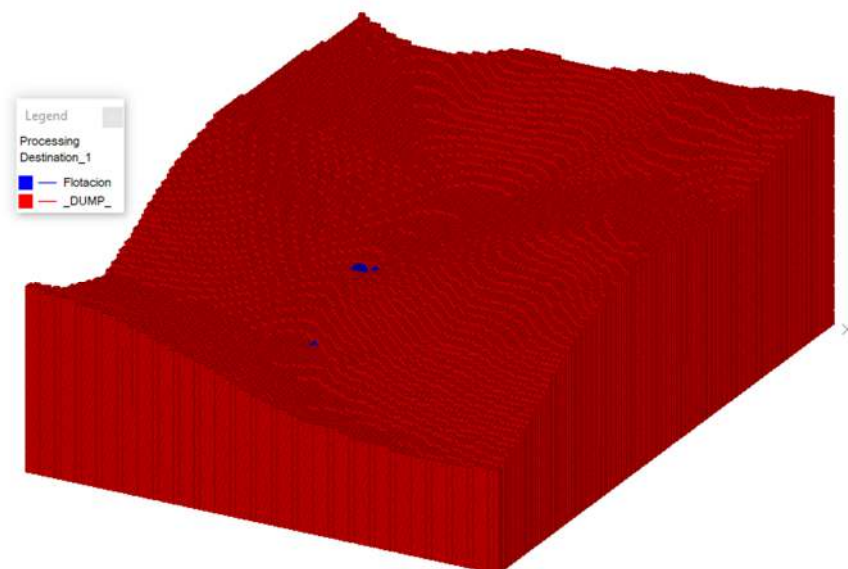
Tabla 46. Parámetros del modelo económico.

Flotación			
Descripción	Cu %	Au (PPM)	Ag (PPM)
Recuperación %	0.93	0.88	0.79
Precio de Venta \$	6000	45	0.6
Costo de Venta \$	500	12	0.2
Costo de Procesamiento \$	70		
Costo de minado \$	2.5		
Tasa de descuento %	15 %		
Tamaño X	15 m		
Tamaño Y	15 m		
Tamaño Z	10 m		
Volumen de Bloque (m³)	2250 m ³		

Fuente: Elaboración propia.

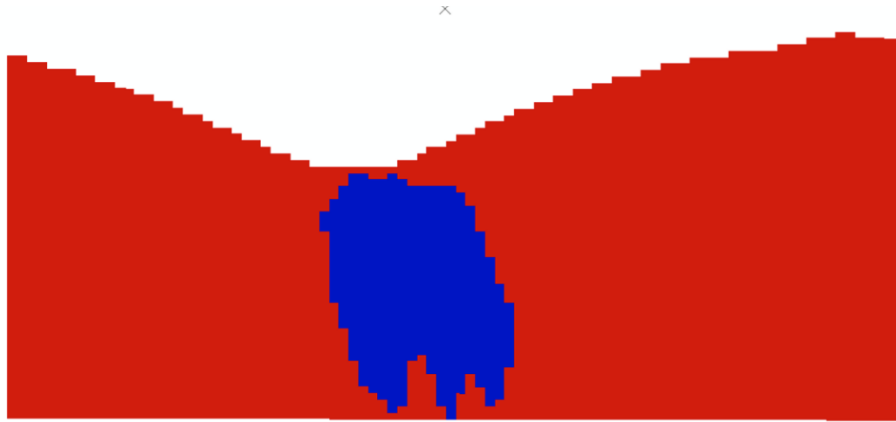
4.2.1.1 Modelo Económico de bloques

Figura 91. Modelo Económico de bloques.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 92. Corte seccional modelo económico.



Fuente: Elaboración propia.

4.3 Optimización del Pit Final

4.3.1 RecMin

4.3.1.1 Pit anidado

Los pits anidados o también llamados conos concéntricos son generados a partir de la iteración del factor de ingreso (revenue Factor). Cada uno de estos pits genera una secuencia de extracción a determinados parámetros, variando el precio del metal de interés. Uno de los problemas con esta metodología es que, en determinados cambios de precios, el incremento de la fosa suelo ser mínimo, extrayéndose pocos bloques en esos precios, y eso en cuestiones operativas no suelo ser viable de llevar a cabo.

La metodología que propone el software RecMin Free y RecMin Pro es trabajar con el concepto de ley equivalente en su optimización, a diferencia del software Datamine o MiningMath, que calcula valores económicos por elementos individuales. Lo cual resultó ser más complicado, al tener metales en diferentes unidades, se optó por calcular la ley equivalente

mediante valorización económica con el fin de no minimizar las variables de interés y poder garantizar que el valor económico de los bloques sea exactamente el mismo.

Se calcula la valorización de un bloque de cada uno de los elementos de interés asumiendo los parámetros económicos que se mostraron en la tabla de flotación. A continuación, se muestran los valores de un bloque aleatorio del depósito:

Tabla 47. Valores de leyes de un bloque.

Elemento	Valor
Cu (%)	1.71
Au (PPM)	0.533138
Ag (PPM)	10.3836
Densidad	3.9

Fuente: Elaboración propia.

Formulación:

$$+ (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * 0.533138 * 0.88 * (45 - 12) + (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * 0.533138 * 0.88 * (45 - 12) + (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * (1.71/100) * 0.93 * (6000 - 500) + (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * 10.3836 * 0.79 * (0.6 - 0.2) - (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * (2.5 + 70))))))$$

$$\text{Valor real del bloque} = \$ 295,981.1459$$

Al trabajar con ley equivalente, es necesario encontrar al factor que multiplique las leyes de los subproductos Au y Ag con la finalidad de obtener el mismo resultado económico que si se manejase por el cálculo individual de cada elemento. Este proceso primero se probó en Microsoft Solver de Exel para encontrar el factor de los subproductos, unas de las desventajas de Solver es que no puede estar sometido a muchos datos, por lo que se terminó utilizando Python específicamente la librería de scipy para optimizar el valor requerido y poder realizar la misma operación a todo el modelo de bloques.

$$\text{Factor} = 0.03360287$$

$$\text{Ley Eq Cu (\%)} = 1.71 + (0.533138 * 0.03360287) + (10.3836 * 0.03360287)$$

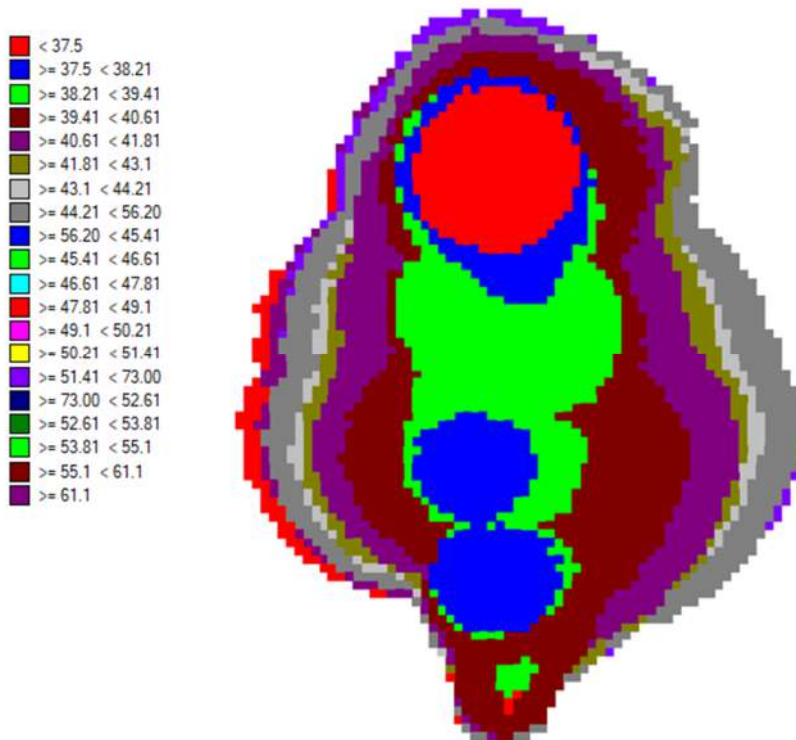
$$\text{Ley Eq Cu (\%)} = 2.07683373$$

La ley de cobre equivalente para ese bloque en particular es de 2.07683373 % y posterior a ello se le calcula la valorización económica para comprobar que sea exactamente igual que calcularlo de manera individual y poder exportar esas leyes al RecMin para la optimización del pit final en la que no se incluye la tasa de descuento, con una variación de 22 precios cada 2%.

$$+ (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * (2.07683373 / 100) * 0.93 * (6000 - 500) - (2250 \text{ m}^3 * 3.9 \text{ ton/m}^3 * (2.5 + 70))))))$$

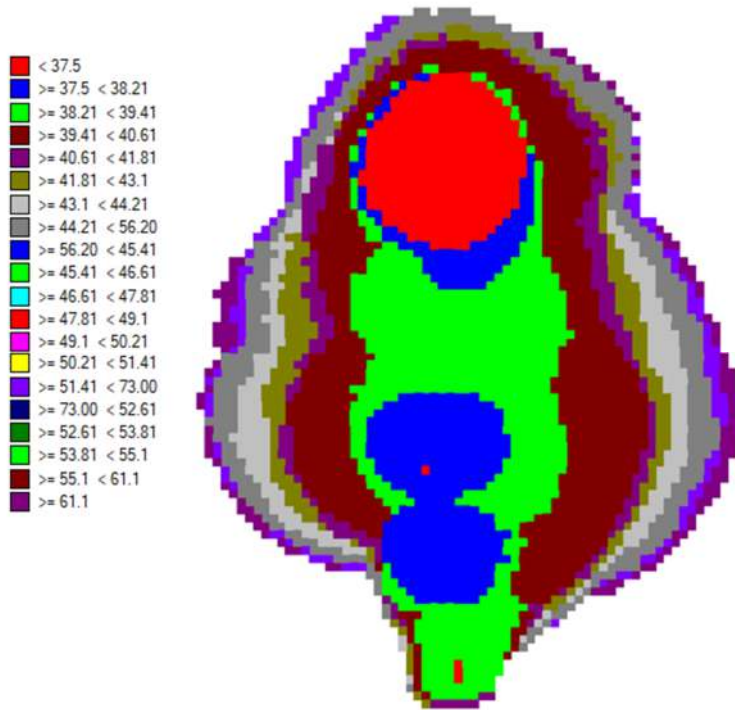
$$\text{Valor real del bloque equivalente} = \$ 295,981.1459$$

Figura 93. Pit anidado RecMin Free.



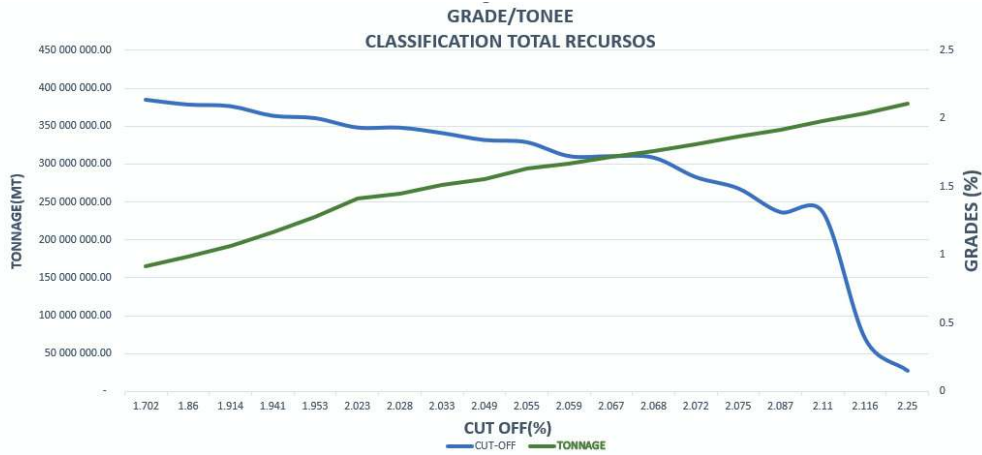
Fuente: Elaboración propia.

Figura 94. Pit anidado RecMin Pro.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 95. Curva ley tonelaje RecMin Pro.



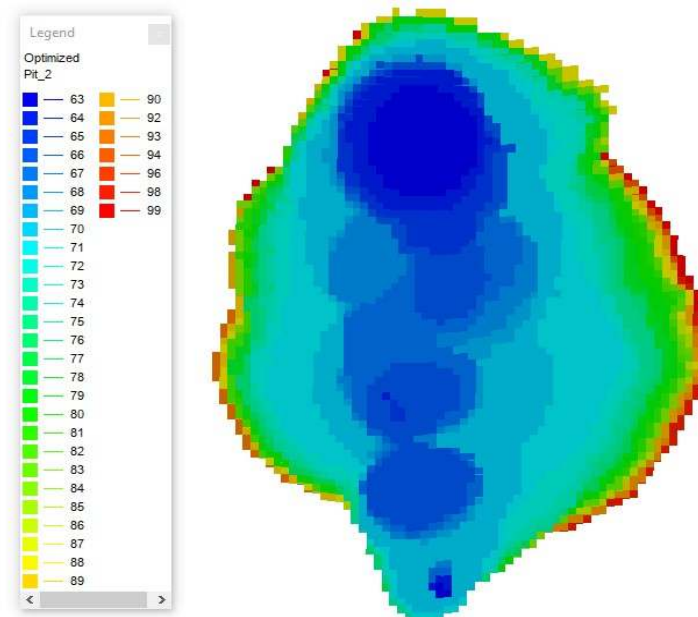
Fuente: Elaboración propia.

4.3.2 *Datamine-Studio NPVS*

El módulo de Datamine “Studio NPVS” ayuda a la optimización económica, para obtener el máximo VAN. Este trabaja con el algoritmo Lerchs & Grossmann. Dentro de las funcionalidades del programa está la posibilidad de realizar planes de producción a corto, mediano y largo plazo, restricciones operativas, creación de pushbacks, alimentación con leyes medias a la planta, stock piles, restricciones de producción, etc.

La metodología consiste en configurar un modelo económico de bloques del proceso de flotación ya antes mencionado. Posteriormente, se realiza la creación de pits anidados variando el precio, incluyendo la tasa de descuento y calculando el ancho mínimo de fosa como parámetros principales. Para esta primera realización no se tomó en cuenta los parámetros antes mencionados, solo la variación del precio, que fue cada 1%.

Figura 96. Obtención del pit anidado.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 97. Corte seccional pit anidado.

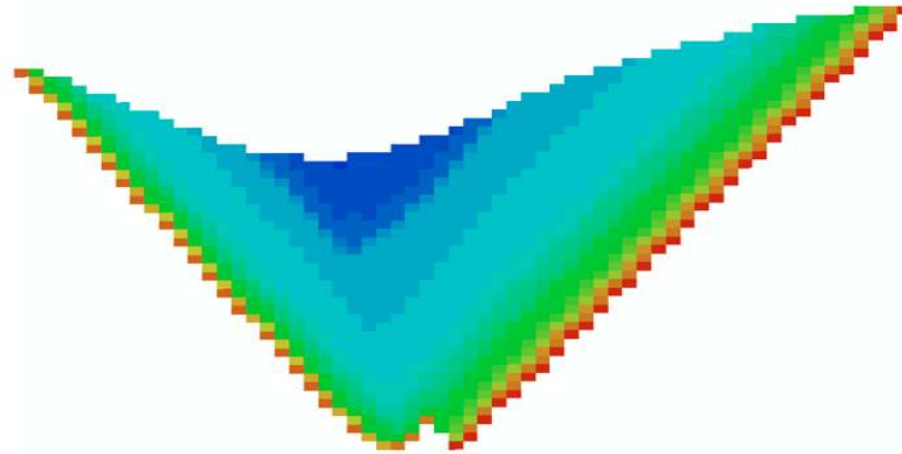


Tabla 48. Reporte pits anidados en Studio NPV.

Pushbacks	Ganancia por Unidad de Masa	NPV	Roca	Total, Mineral	Sulfuros Masivos-Flotación	Relación de Desmonte	Total, Desmonte
1	\$16.21	\$743,432,921.28	45,865,615.82	20,519,365.82	20,519,365.82	1.235235544	25,346,250.00
2	\$11.65	\$654,632,818.31	56,169,038.42	22,042,163.42	22,042,163.42	1.548254332	34,126,875.00
3	\$29.92	\$686,899,213.78	22,961,347.63	20,947,597.63	20,947,597.63	0.096132742	2,013,750.00
4	\$11.72	\$607,187,903.86	51,808,836.03	20,882,586.03	20,882,586.03	1.480958822	30,926,250.00
5	\$16.30	\$647,925,816.03	39,742,400.91	20,448,650.91	20,448,650.91	0.943521902	19,293,750.00
6	\$6.83	\$464,460,442.72	67,955,696.44	17,865,071.44	17,865,071.44	2.803830098	50,090,625.00
7	\$5.53	\$338,729,666.30	61,286,782.32	13,772,407.32	13,772,407.32	3.449968759	47,514,375.00
Total	\$11.98	\$4,143,268,782.28	345,789,717.57	136,477,842.57	136,477,842.57	1.533669283	209,311,875.00

Fuente: Elaboración propia.

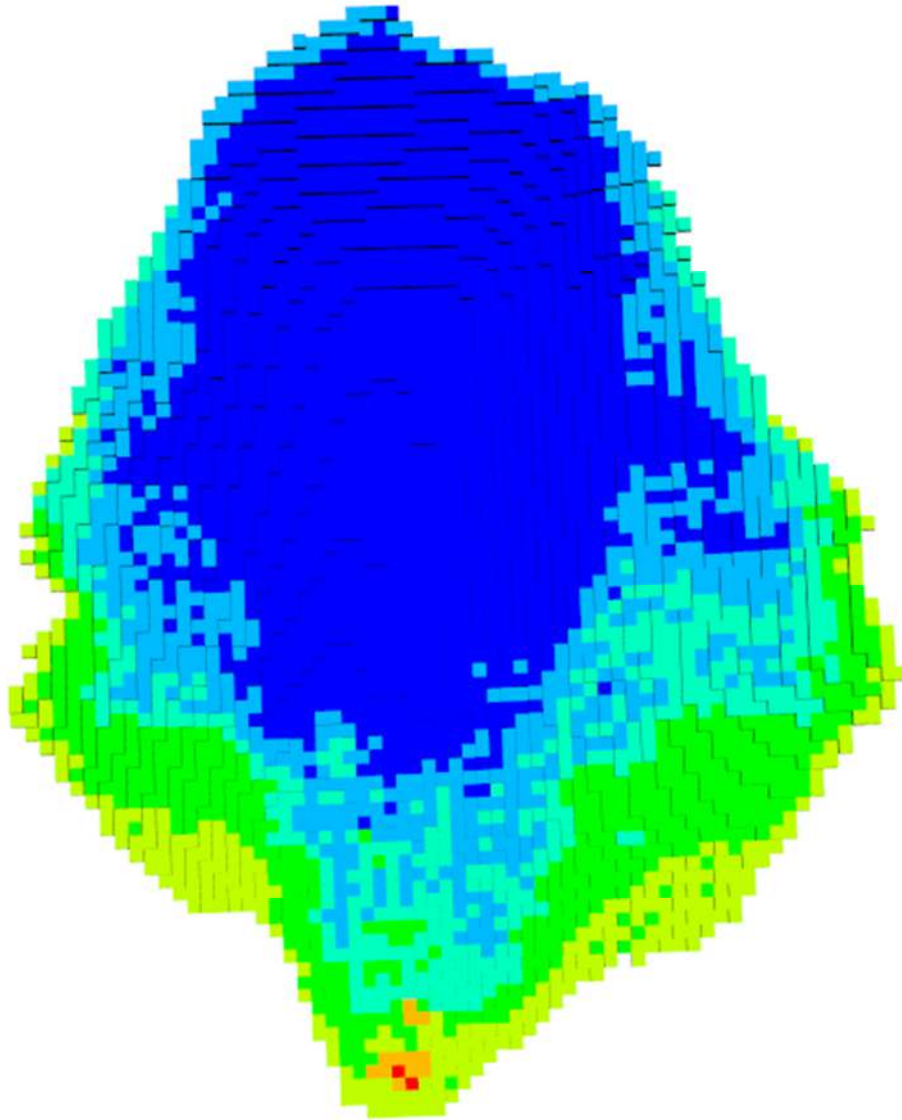
4.3.3 *MiningMath*

MiningMath (Matemáticas Mineras) es un software brasileño creado por Alexandre Marinho. Este software ofrece algoritmos de DBS y Branch and Cut, que son métodos de programación lineal entera mixta, muy eficientes y rápidos. Una de las grandes ventajas de MiningMath es la posibilidad de ingresar numerosos parámetros en su optimización sin la necesidad de realizar pits anidados para luego determinar una secuencia de minado. En MiningMath, se lleva a cabo una única optimización en la que se consideran todos los parámetros y la influencia de cada una de sus variables, restringiéndose por jerarquías. Además, es posible implementar límites de producción y escombros, tasa de descuento, stockpile, restricciones operativas más complejas, restricciones de topografía, y la alimentación de leyes medias anuales a la planta de procesamiento, entre otros.

Eso, desde el punto de vista determinista, MiningMath puede realizar optimización mediante modelos estocásticos, es decir, del proceso de simulación geoestadística. Se aborda de manera más realista el problema que cuantifica la ocurrencia de la factibilidad operativa de cada bloque. En primera instancia, la optimización con DBS se realizó con pits anidados sin incluir la tasa de descuento ni restricciones operativas para la comparación de la resolución de cada método.

4.3.3.1 Pit anidados

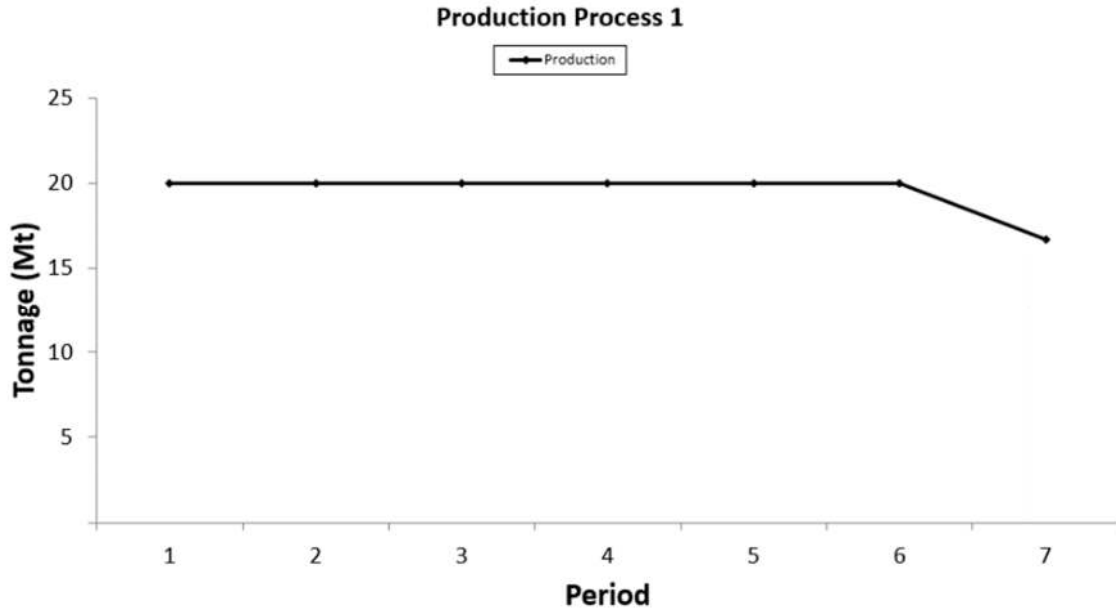
Figura 98. Pit anidados en MiningMath.



Fuente: Elaboración propia.

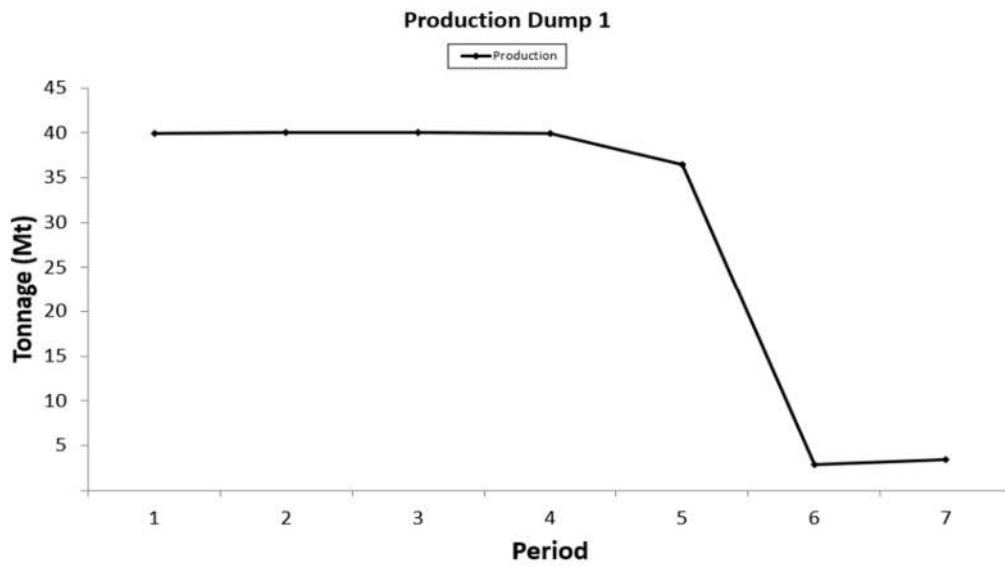
4.3.3.2 Reportes Pit anidado

Figura 99. Gráfico periodo tonelaje proceso.



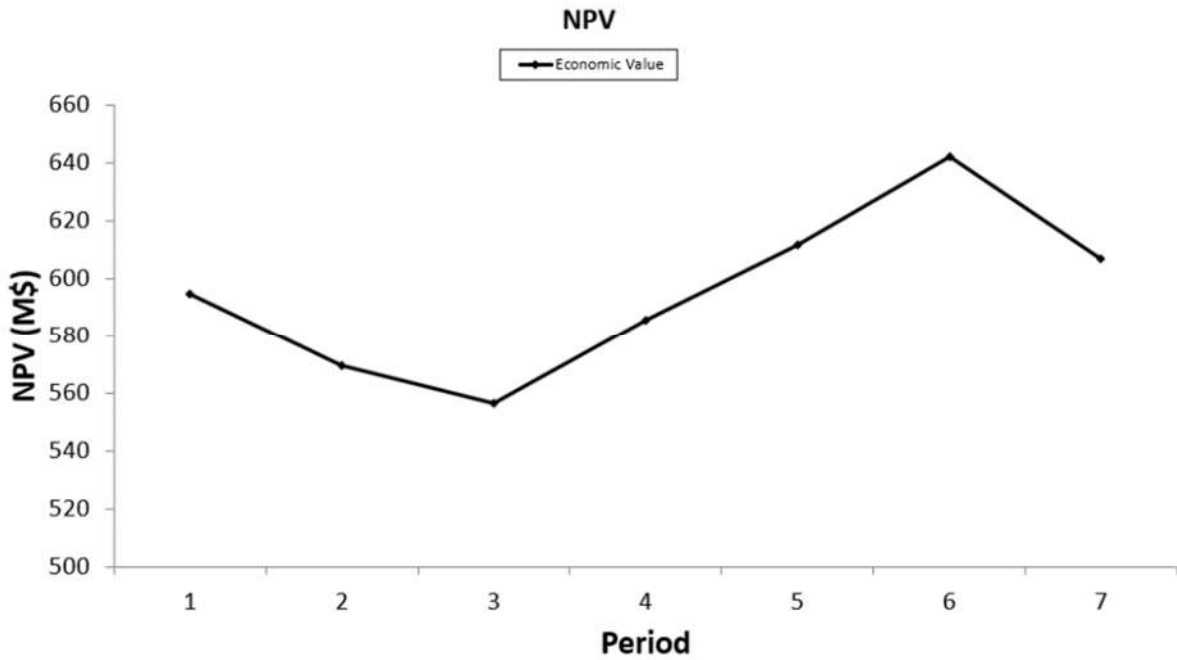
Fuente: Elaboración propia.

Figura 100. Gráfico periodo tonelaje Dump.



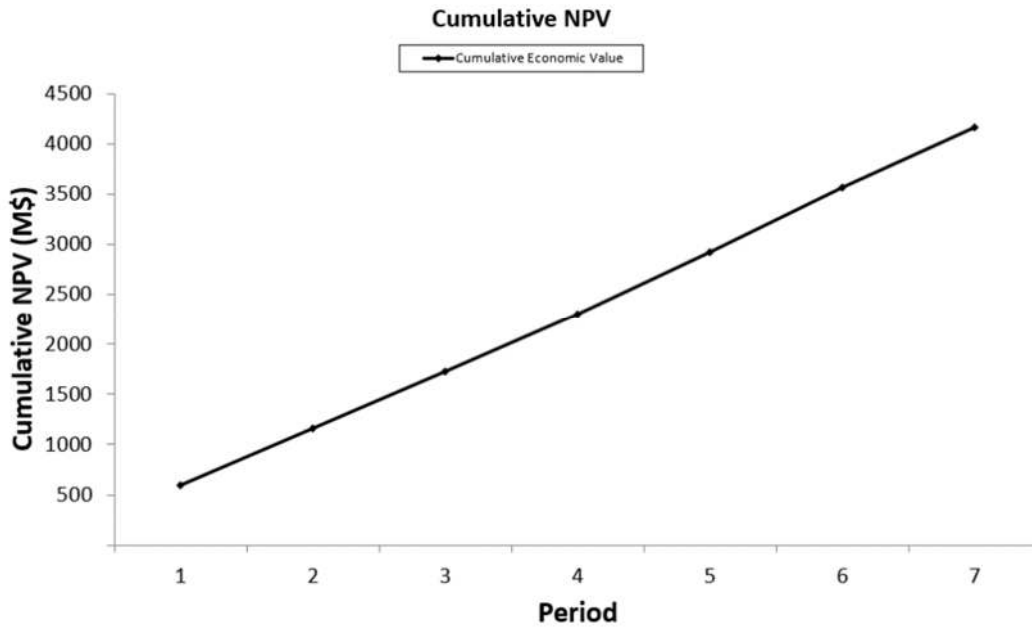
Fuente: Elaboración propia.

Figura 101. Gráfico periodo NPV.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 102. Gráfico periodo NPV acumulativo.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 49. Reporte proceso pit anidado MiningMath.

Proceso 1							
PERIODO	TONELADAS (kt)	Producción Metal AU (kg)	Ley Entrada AU (g/t)	Producción Metal CU (kt)	Ley Entrada CU (%)	Producción Metal AG kg	Ley Entrada AG (g/t)
1	19,999.84	9,416.96	0.54	319.23	1.72	194,828.32	12.33
2	19,992.38	9,502.28	0.54	313.94	1.69	196,167.50	12.42
3	19,992.55	9,481.58	0.54	311.91	1.68	193,730.55	12.27
4	19,993.21	9,403.13	0.53	316.34	1.7	211,992.17	13.42
5	19,993.46	9,361.40	0.53	319.65	1.72	213,024.79	13.49
6	19,995.84	9,174.00	0.52	310.98	1.67	214,301.13	13.57
7	16,712.21	7,796.30	0.53	272.48	1.75	178,310.29	13.51

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 50. Reporte Dump pit anidado MiningMath.

BOTADERO 1							
PERIODO	TONELADAS (kt)	Producción Metal AU kg	Ley Entrada AU (g/t)	Producción Metal CU	Ley Entrada CU (%)	Producción Metal AG	Ley Entrada AG (g/t)
1	39,965.62	0	0	0	0	0	0.001
2	40,007.25	0	0	0	0	0	0.001
3	40,005.00	0	0	0	0	0	0
4	39,931.88	0	0	0	0	0	0
5	36,412.88	0	0	0	0	0	0.003
6	2,829.38	0	0	0	0	0	0
7	3,448.12	0	0	0	0	0	0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 51. Reporte NPV pit anidado MiningMath.

NPV		
PERIODO	VAN (M\$)	VAN ACUM (M\$)
1	\$594.50	\$594.50
2	\$569.30	\$1,163.80
3	\$556.40	\$1,720.20
4	\$585.60	\$2,305.90
5	\$611.70	\$2,917.50
6	\$642.10	\$3,559.60
7	\$607.00	\$4,166.60

Fuente: Elaboración propia.

4.3.4 Resultados y comparación

Tabla 52. Resultados generales de los algoritmos.

Datos	Cono Flotante	Cono Flotante IV	Lerchs & Grossmann	DBS
Número de Bloques	53,306.00	51,079.00	52,820.00	51,649.00
Bloques Mineral	15,568.00	15,568.00	15,609.00	15,632.00
Bloques Estéril	37,738.00	35,511.00	37,211.00	36,017.00
Tiempo	1 h 24 min	1 h 17 min	1 min 36 Seg	1 min 48 Seg
Volumen (m³)	35,028,000.00	35,028,000.00	35,120,250.00	35,172,000.00
Peso (T)	348,361,300.00	335,847,100.00	345,789,718.00	339,279,620.36
Peso Mineral (T)	136,085,100.00	136,097,700.00	136,477,843.00	136,679,495.36
Peso Estéril (T)	212,276,200.00	199,749,400.00	209,311,875.00	202,600,125.00
Ratio	1.56	1.47	1.53	1.48
Cut Off (%)	1.4169	1.4169	1.4169	-
VAN	\$4,109,348,733.96	\$4,141,095,337.82	\$4,143,268,782.00	\$4,166,600,000.00

Fuente: Elaboración propia.

4.4 Planeamiento Estratégico

4.4.1 *Datamine-Studio NPVS y MiningMath*

4.4.1.1 Planificación Tradicional vs Planificación Considerando la Incertidumbre

Para determinar la tasa de producción óptima del proyecto, se comparó la propuesta por Taylor, y la de flujos de caja descontados, con el fin de llegar a la combinación que genere la máxima rentabilidad. Se realizaron varias interacciones en el software MiningMath, este resultado fue usado para comparar los dos algoritmos LG y DBS, en esto se consideró restricciones de movimiento anual, como también capacidad de procesamiento anual y movimiento de escombros, tasa de descuento de igual manera posterior a ello, entró a una matriz de inversión en la cual se descuenta capex de mina y planta. En el caso de Taylor se presenta la vida óptima de explotación (VOE) y el ritmo óptimo de producción (ROP).

$$ROP = (1 \pm 0.2) * 0.15 * (136 \text{ millones de toneladas})^{0.75}$$

Existe un rango de 4.77 millones de toneladas año a 7.16 millones de toneladas año

$$VOE = (1 \pm 0.2) * 6.5 * (136 \text{ millones de toneladas})^{0.25}$$

Existe un rango de 17 años a 26 años, lo cual no llega a ser lo óptimo, ya que a esas condiciones el mejor VAN fue de 1459 millones de dólares y en comparación con la metodología de los flujos de caja descontados existe una diferencia de 1100 millones de dólares, por lo que los resultados de Taylor no son favorables ni coherentes en este depósito.

(Marinho De Almeida, 2013) nos dice:

El modelo de programación entera estocástica en dos etapas de Ramazan y Dimitrakopoulos (2012) ofrece una formulación general para optimizar la programación de la

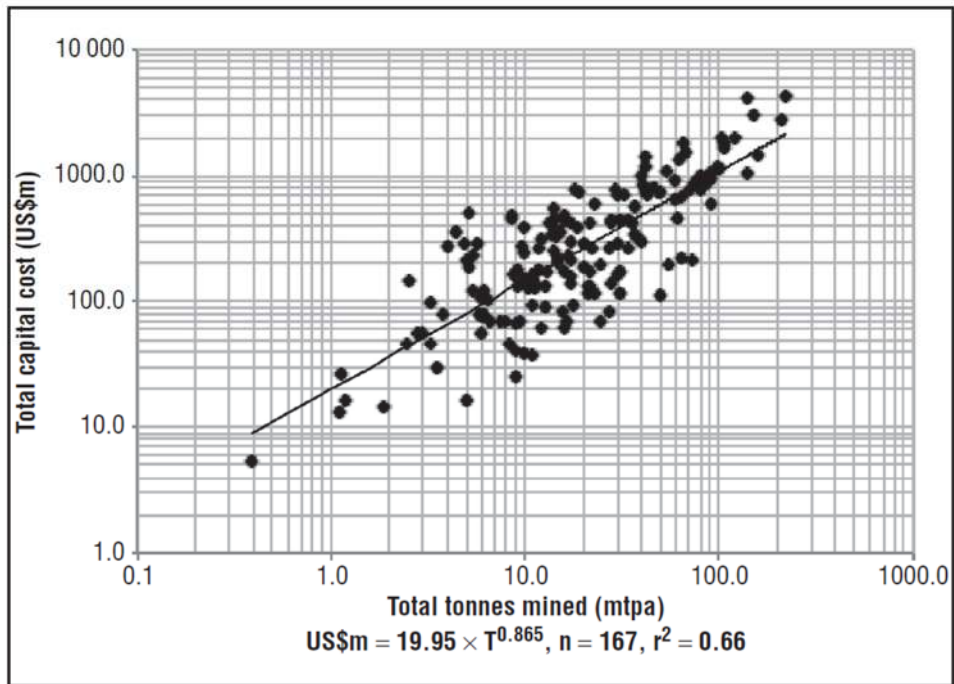
producción minera, controlando el tonelaje de mineral, la ley, y los objetivos de producción de metal, incorporando el costo del riesgo en la función objetivo. Este riesgo se cuantifica mediante los montos en exceso d^{+su} y deficientes d^{-sl} en la producción de mineral, ley, y producción de metal en cada escenario es penalizado la función objetivo según los costos predefinidos C^{+u} , C^{-t} que incluyen el riesgo de la mineralización con una tasa de descuento que varía según el período t . La Parte 1 de la función objetivo considera el Valor Actual Neto (VAN) esperado obtenido al extraer las fracciones $b_{\{it\}}$ de los bloques i durante el período tt y procesar los bloques durante el mismo período. La parte 2 compensa la pérdida esperada de VAN de las fracciones $w_{\{jt\}}$ de los bloques jj extraídos durante el mismo período, pero enviados al stock pile, con el respectivo costo. $MC_{\{jt\}}$ La Parte 3 representa el VAN esperando obtenido de las cantidades de mineral $k_{\{ts\}}$ procesadas del stockpile durante el período t , siendo SV_t el beneficio por tonelada generada. P representa el número de períodos; N el total de bloques; U el número de bloques considerados para el stockpile; y M el número de modelos simulados (p. 19).

Figura 103. Modelo matemático estocástico.

$$\begin{aligned} \text{Max} \sum_{t=1}^P [Part1 - Part2 + Part3 - Part4] \\ \\ Part1 &= \sum_{i=1}^N E \left\{ (NPV)_i^t \right\} b_i^t \\ Part2 &= \sum_{j=1}^U E \left\{ (NPV)_j^t + MC_j^t \right\} w_j^t \\ Part3 &= \sum_{s=1}^M (SV^t / M) k_s^t \\ Part4 &= \sum_{s=1}^M \left(C_u^{to} d_{su}^{to} + C_l^{to} d_{sl}^{to} + C_u^{tg} d_{su}^{tg} + C_l^{tg} d_{sl}^{tg} + C_u^{tq} d_{su}^{tq} + C_l^{tq} d_{sl}^{tq} \right) \end{aligned}$$

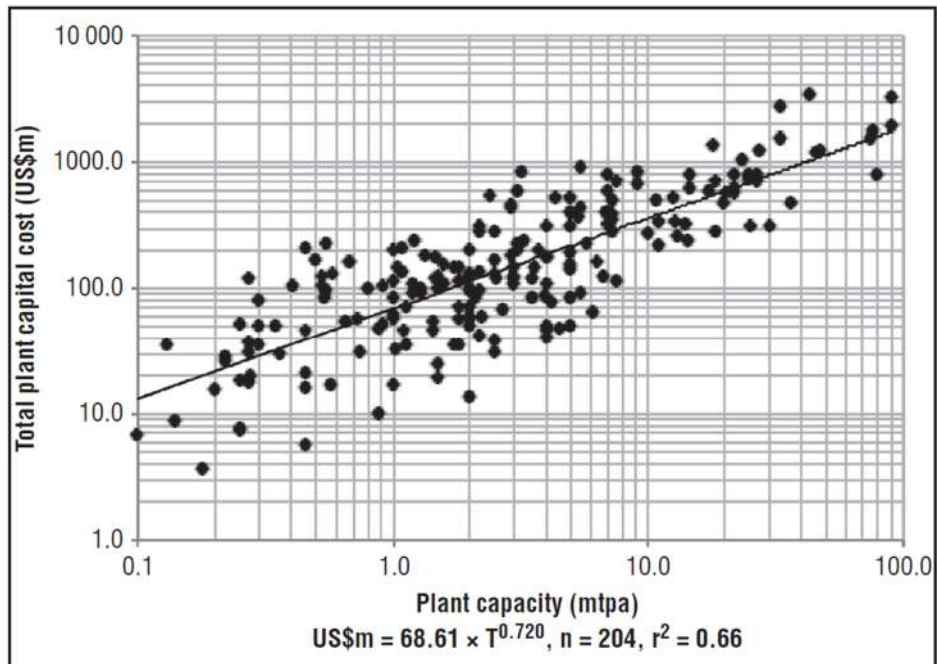
Fuente. (Marinho De Almeida, 2013).

Figura 104. Determinación de capex mina.



Fuente: (Rudeno, 2012).

Figura 105. Determinación capex planta.



Fuente:(Rudeno, 2012).

Tabla 53. Matriz sin capex planta, Studio RM.

Sin Capex Planta											
Cp/Cm	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
10	1812.62	1853.5	1850.8	1850.5	1849.7	1849.9	1850.4	1850.4	1850.4	1850.4	1850.4
20		2342	2559.1	2576.8	2582.8	2584.4	2585.2	2585.1	2585.1	2585.1	2585.1
30			2625.4	2818.9	2906.6	2928	2930.6	2930.2	2930.1	2930.4	2930.4
40				2819.86	2961.33	3068.31	3118.04	3127.04	3127.54	3127.53	3127.65
50					3068.75	2961.94	3155.96	3216.51	3243.62	3252.19	3246.99
60						3068.75	3155.96	3223.15	3276.37	3320.11	3338.83

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 54. Matriz movimiento total anual.

Movimiento Total Anual											
Cp/Cm	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
10	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130
20		50	60	70	80	90	100	110	120	130	140
30			70	80	90	100	110	120	130	140	150
40				90	100	110	120	130	140	150	160
50					110	120	130	140	150	160	170
60						130	140	150	160	170	180

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 55. Matriz capex mina.

Matriz Capex Mina											
Cp/Cm	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
10	378.140144	484.981076	588.236479	688.721644	786.960084	883.315271	978.053633	1071.37843	1163.44959	1254.39605	1344.32384
20		588.236479	688.721644	786.960084	883.315271	978.053633	1071.37843	1163.44959	1254.39605	1344.32384	1433.32162
30			786.960084	883.315271	978.053633	1071.37843	1163.44959	1254.39605	1344.32384	1433.32162	1521.46455
40				978.053633	1071.37843	1163.44959	1254.39605	1344.32384	1433.32162	1521.46455	1608.81714
50					1163.44959	1254.39605	1344.32384	1433.32162	1521.46455	1608.81714	1695.43528
60						1344.32384	1433.32162	1521.46455	1608.81714	1695.43528	1781.36788

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 56. Capex mina.

Capex Mina											
Cp/Cm	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
10	1434.47986	1368.51892	1262.56352	1161.77836	1062.73992	966.584729	872.346367	779.021566	686.950405	596.00395	506.076162
20		1753.76352	1870.37836	1789.83992	1699.48473	1606.34637	1513.82157	1421.65041	1330.70395	1240.77616	1151.77838
30			1838.43992	1935.58473	1928.54637	1856.62157	1767.15041	1675.80395	1585.77616	1497.07838	1408.93545
40				1841.80637	1889.95157	1904.86041	1863.64395	1782.71616	1694.21838	1606.06545	1518.83286
50					1905.30041	1707.54395	1811.63616	1783.18838	1722.15545	1643.37286	1551.55472
60						1724.42616	1722.63838	1701.68545	1667.55286	1624.67472	1557.46212

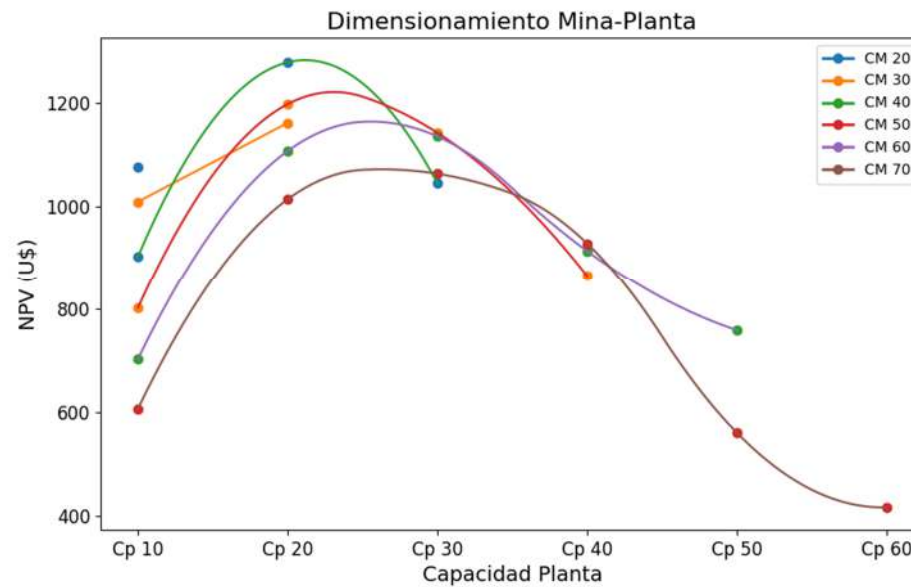
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 57. Matriz capex mina-planta.

Capex Mina - Planta												
Capex Planta	Cp/Cm	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
360.0703985	10	1074.4095	1008.4485	902.49312	801.70796	702.66952	606.51433	512.27597	418.95117	326.88001	235.93355	146.00576
593.1014915	20		1160.662	1277.2769	1196.7384	1106.3832	1013.2449	920.72007	828.54891	737.60246	647.67467	558.67689
794.1722772	30			1044.2676	1141.4125	1134.3741	1062.4493	972.97813	881.63167	791.60388	702.90611	614.76317
976.9461215	40				864.86025	913.00544	927.91428	886.69783	805.77004	717.27226	629.11932	541.88674
1147.217656	50					758.08275	560.32629	664.41851	635.97073	574.93779	496.1552	404.33706
1308.146307	60						416.27985	414.49208	393.53914	359.40655	316.52841	249.31581

Fuente: Elaboración propia.

Figura 106. Dimensionamiento mina-planta.



Fuente: Elaboración propia.

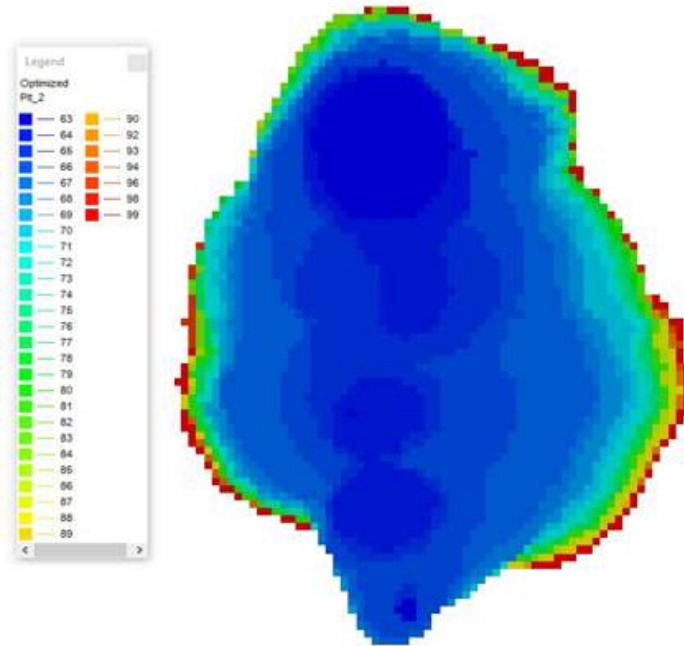
Se observa que el mejor resultado en las tasas de producción es una capacidad de planta de 20 millones de toneladas y con un movimiento total de 60 millones de toneladas al año, en el cual se obtiene un VAN de 1277.27 millones de dólares esto sin restringir anchos de minado operativos, es posible ir variando las tasas de producción óptimas en un rango mucho menor con el fin de obtener más sensibilidad del ritmo de producción.

4.4.1.2 Creación del Pit final operativo

Una vez obtenida la tasa de producción óptima, se procede a operativizar, incluyendo la tasa de descuento y el ancho mínimo de fosa para la secuencia de pits otorgado por Lerchs & Grossmann. La diferencia radica en que, al calcular el ancho mínimo de fosa, el secuenciamiento cambia, ya que la inclusión de una tasa de descuento del 15% proporciona escenarios más realistas de la valorización económica del proyecto. Se realizó un incremento del precio (RF) hasta 1.5.

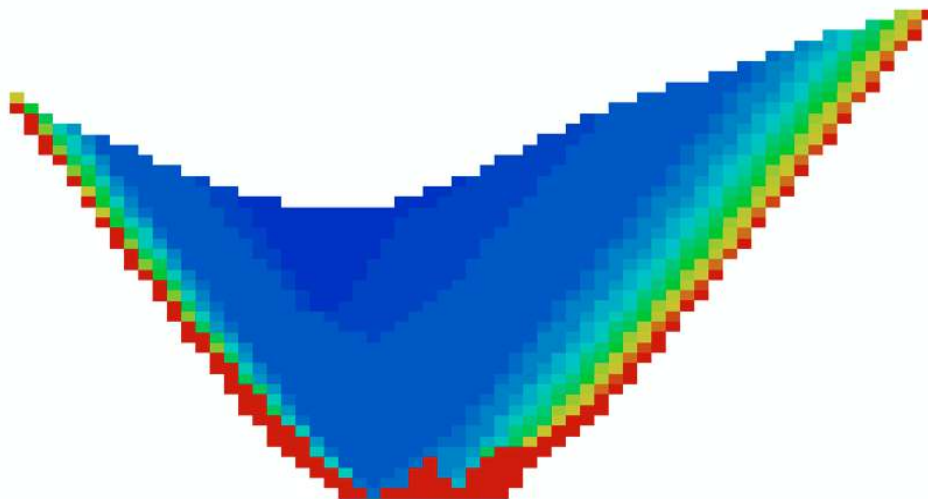
Posteriormente, se genera la gráfica de los distintos factores de ingreso para el análisis del criterio de selección del pit final. Luego, se decide optar por el pit con un (RF) de 0.84, ya que un (RF) de 1 suele estar sobredimensionado en este tipo de metodologías, al no incluir aún el descuento por la operativización del diseño y el incremento de estéril asociado.

Figura 107. Pit final con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 108. Corte seccional pit final con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.



Fuente: Elaboración propia.

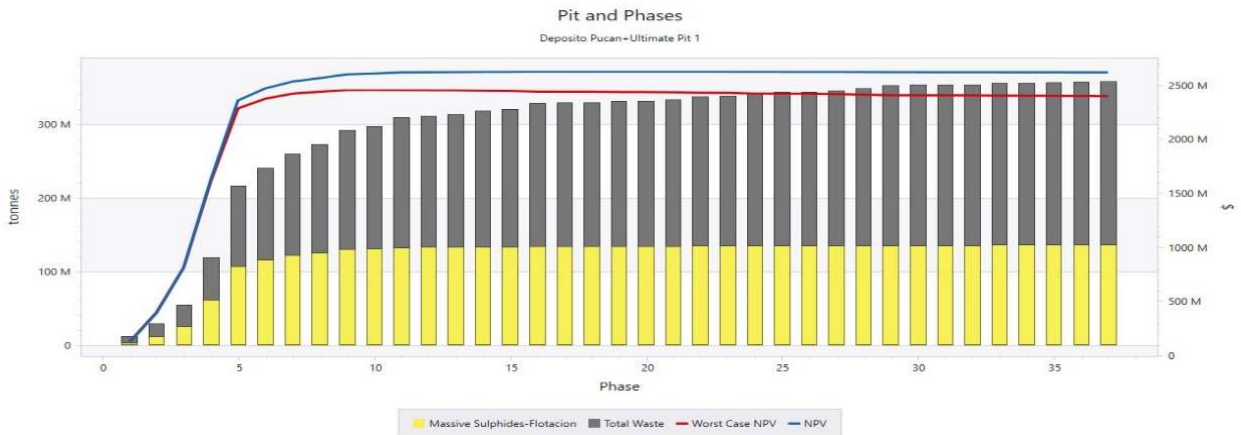
4.4.1.3 Reporte

Tabla 58. Reporte fases incrementales, pit con ancho mínimo de fosa Studio NPVS.

Fase	Factor	Ganancia	Ganancia por Unidad de Masa	Costos de Capital	NPV	Roca	Total, Mineral	Relación de Desmonte	Total, Desmonte
1	64	\$121,036,220.20	\$11.75	0	\$119,394,222.53	10299394.6	2896894.567	2.55532255	7402500
2	66	\$291,062,500.93	\$16.80	0	\$275,612,320.17	17320776.4	7730151.405	1.24067751	9590625
3	68	\$480,487,106.98	\$18.60	0	\$419,389,461.65	25826786.9	13753536.94	0.87755571	12071250
4	70	\$1,135,527,768.17	\$17.67	0	\$816,325,383.04	64267271.4	35872271.39	0.79155846	28395000
5	72	\$1,388,681,564.67	\$14.30	0	\$730,180,705.72	97091839.6	45915589.56	1.11457242	51176250
6	74	\$255,846,935.41	\$10.27	0	\$110,825,488.27	24916363.3	9070738.265	1.74689474	15845625
7	76	\$154,575,574.26	\$8.13	0	\$63,368,931.36	19008032.5	5873657.495	2.23614928	13134375
8	78	\$80,280,813.14	\$6.12	0	\$31,816,185.63	13124784.3	3410409.268	2.84844845	9714375
9	80	\$90,702,547.95	\$4.79	0	\$34,842,194.30	18924241.3	4175491.322	3.53221905	14748750
10	82	\$19,946,893.80	\$3.59	0	\$7,550,220.07	5553213.91	1019463.906	4.4471903	4533750
11	84	\$28,800,683.67	\$2.56	0	\$10,765,118.05	11265196.5	1590196.458	6.08415391	9675000
12	86	\$4,589,420.82	\$1.85	0	\$1,709,679.91	2482614.62	294489.6201	7.43022793	2188125
13	88	\$3,105,761.86	\$1.54	0	\$1,154,956.52	2021839.53	233089.5322	7.67408979	1788750
14	90	\$5,762,040.93	\$1.12	0	\$2,131,912.21	5130412.95	512287.9512	9.01470548	4618125
15	92	\$2,330,441.60	\$0.95	0	\$860,914.96	2459926.94	23805.19385	9.33357239	2221875
16	94	\$4,502,740.83	\$0.61	0	\$1,644,935.51	7389015.97	650265.9658	10.3630674	6738750
17	96	\$422,630.77	\$0.40	0	\$155,194.61	1048494.37	86619.36816	11.1046181	961875
18	98	\$50,883.46	\$0.27	0	\$18,702.48	191118.743	16743.74316	10.414338	174375
19	100	\$197,321.83	\$0.11	0	\$71,735.61	1784185.47	136060.4702	12.1131802	1648125
20	102	-\$50,341.20	-\$0.08	0	-\$18,601.12	639352.13	43102.12988	13.8334231	596250
21	104	-\$390,391.20	-\$0.19	0	-\$144,097.88	2042421.88	90546.88086	21.5565128	1951875
22	106	-\$1,349,976.75	-\$0.37	0	-\$498,249.28	3602344.6	232969.5996	14.4627239	3369375
23	108	-\$493,626.50	-\$0.43	0	-\$181,138.09	1159901.2	68651.19873	15.8955709	1091250
24	110	-\$1,987,825.83	-\$0.54	0	-\$729,814.01	3653444.13	199694.1309	17.2952003	3453750
25	112	-\$407,475.83	-\$0.54	0	-\$149,095.20	759147.48	27897.48047	26.2120445	731250
26	114	-\$182,783.05	-\$0.54	0	-\$66,852.51	335698.92	9448.919922	34.5277558	326250
27	116	-\$1,813,913.62	-\$0.79	0	-\$663,935.04	2282300.65	127925.6484	16.8408371	2154375
28	118	-\$2,897,322.72	-\$0.87	0	-\$1,059,664.83	3325406.19	164156.1865	19.2575746	3161250
29	128	-\$4,048,462.90	-\$1.10	0	-\$1,478,117.52	3676958.54	138833.5361	25.4846567	3538125
30	130	-\$754,693.25	-\$1.24	0	-\$275,087.54	610200	25200	23.2142857	585000
31	132	-\$299,052.81	-\$1.14	0	-\$108,978.13	262125	9000	28.125	253125
32	134	-\$341,964.58	-\$1.18	0	-\$124,606.73	290249.132	8999.131836	31.2530147	281250
33	136	-\$2,292,414.21	-\$1.35	0	-\$835,419.12	1691996.91	66371.9082	24.4926663	1625625
34	138	-\$456,580.25	-\$1.13	0	-\$166,278.71	403202.874	9452.874023	41.6539985	393750
35	144	-\$804,841.27	-\$1.40	0	-\$293,088.42	574273.031	17398.03125	32.0079319	556875
36	146	-\$1,500,574.25	-\$1.58	0	-\$546,374.45	951075	34200	26.8092105	916875
37	148	-\$1,237,499.07	-\$1.48	0	-\$450,469.33	835641.505	25641.50488	31.5894096	810000
Pr 38 (User)		-\$32,433,225.22	-\$2.26	0	-\$11,803,161.39	14350477.2	96727.16065	147.360368	14253750
			\$10.80					1.7548	

Fuente: Elaboración propia.

Figura 109 Reporte de barras Pit por Pit.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 59. Restricciones geométricas operativas.

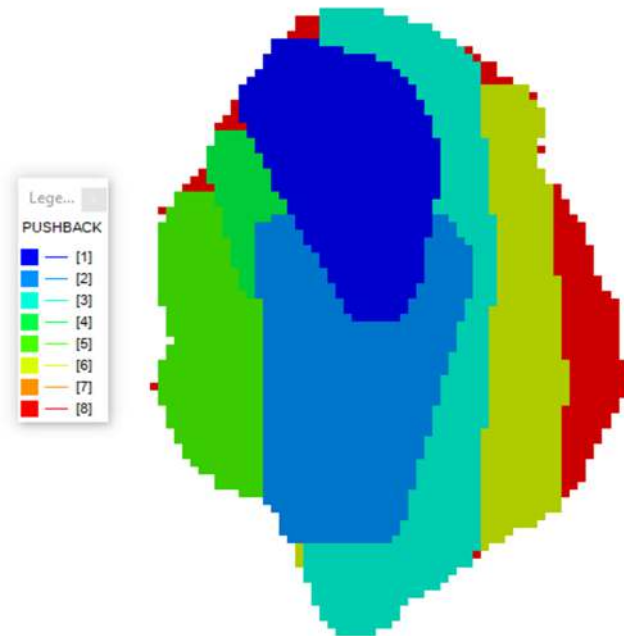
Restricciones Geométricas		
AM: 60	AMF: 60	VR: 250
AM: 60	AMF: 75	VR: 250
AM: 60	AMF: 90	VR: 250
AM: 60	AMF: 105	VR: 250
AM: 60	AMF: 120	VR: 250
AM: 75	AMF: 60	VR: 250
AM: 75	AMF: 75	VR: 250
AM: 75	AMF: 90	VR: 250
AM: 75	AMF: 105	VR: 250
AM: 75	AMF: 120	VR: 250
AM: 90	AMF: 60	VR: 250
AM: 90	AMF: 75	VR: 250
AM: 90	AMF: 90	VR: 250
AM: 90	AMF: 105	VR: 250
AM: 90	AMF: 120	VR: 250
AM: 105	AMF: 60	VR: 250
AM: 105	AMF: 75	VR: 250
AM: 105	AMF: 90	VR: 250
AM: 105	AMF: 105	VR: 250
AM: 105	AMF: 120	VR: 250
AM: 120	AMF: 60	VR: 250
AM: 120	AMF: 75	VR: 250
AM: 120	AMF: 90	VR: 250
AM: 120	AMF: 105	VR: 250
AM: 120	AMF: 120	VR: 250

Fuente: Elaboración propia.

Antes de realizar los pushbacks y el secuenciamiento final, es bueno haber ya definido nuestras restricciones geométricas, ya que son de vital importancia en operación. La siguiente tabla representa las diferentes combinaciones de restricciones propuestas, AM siendo el ancho de minado, AMF siendo el ancho mínimo de fosa y VR siendo avance vertical o tasa de hundimiento, esta variable se la mantuvo constante, ya que Lerchs & Grossmann con menos de ese avance empezó a tener serias dificultades en la selección de fases operativas. Además de no tener incluida una variable, que no suele ser muy común en programas especializados, como es el largo de minado (ML). Lo cual el software MiningMath sí lo permite. Con el cual se concluye que la mejor combinación fue: AM: 75, AMF: 75, VR: 250

4.4.2 *Pushbacks operativo*

Figura 110. Pushbacks operativos, Studio NPVS.



Fuente: Elaboración propia.

La realización de Pushbacks en la metodología tradicional se ve condicionado por la creación de pits anidados, lo que a veces puede llegar a limitar, la verdadera secuencia de extracción, que no necesariamente es la que tiene el mejor VAN. Si no más bien, efectuar un análisis más riguroso como la relación estéril/mineral, alimentación constante a la planta de beneficio, vida útil del proyecto, etc. Siempre asegurándose de evitar la forma concéntrica en las fases, una de las cosas que se critican mucho a Lerchs & Grossmann o alguna combinación con Pseudo Flow, como lo realiza Studio NPVS, es esa poca cantidad de bloques en las últimas fases de extracción que están muy alejadas del frente de minado en ese determinado período, por lo que a veces estos planes no suelen ser muy operativos.

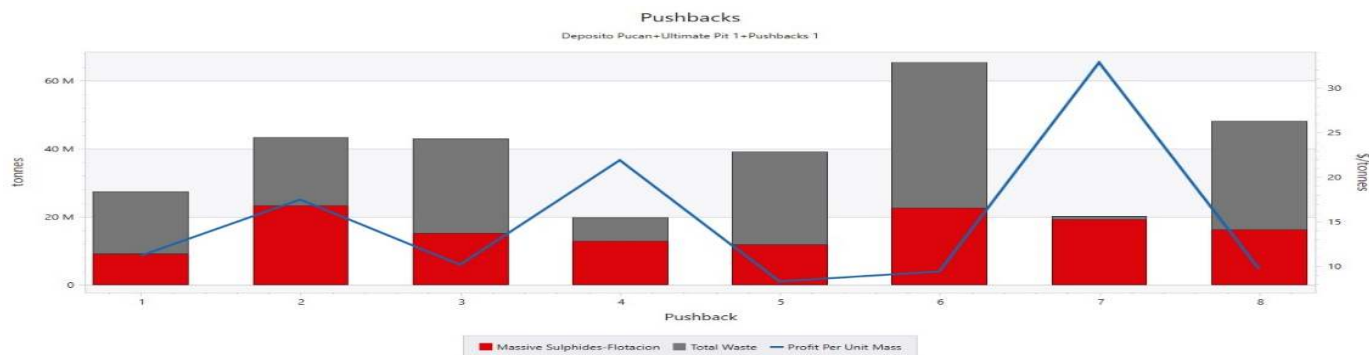
4.4.2.1 Reportes

Tabla 60. Reporte tabla de Pushbacks.

Pushbacks	Ganancia	Ganancia por Unidad de Masa	NPV/VAN	Roca	Total, Mineral	Sulfuros Masivos-Flotación	Relación de Desmonte	Total, Desecho
1	\$305,292,696.30	\$11.15	\$293,407,139.20	27370246.2	9105871.21	9105871.21	2.0057801	18264375
2	\$755,874,178.80	\$17.45	\$645,172,393.90	43304271.4	23144271.4	23144271.4	0.8710579	20160000
3	\$435,537,756.60	\$10.15	\$320,259,347.70	42901983	15086358	15086358	1.8437601	27815625
4	\$431,158,156.80	\$21.87	\$287,158,436.80	19717067.6	12860192.6	12860192.6	0.533186	6856875
5	\$322,344,323.10	\$8.28	\$194,682,914.00	38909273.4	11774273.4	11774273.4	2.3046008	27135000
6	\$613,867,877.30	\$9.40	\$324,327,714.00	65333783.7	22460033.7	22460033.7	1.9088907	42873750
7	\$660,060,627.20	\$32.82	\$302,638,962.20	20111017.8	19171642.8	19171642.8	0.0489981	939375
8	\$465,814,625.00	\$9.69	\$185,080,453.00	48053973.4	16120848.4	16120848.4	1.9808588	31933125
TOTAL	\$3,989,950,241.00	\$13.05	\$2,552,727,361.00	305,701,616	129,723,491	129,723,491	1.3566	175,978,125

Fuente: Elaboración propia.

Figura 111. Diagrama de barras Pushbacks/Tonelaje.



Fuente: Elaboración propia.

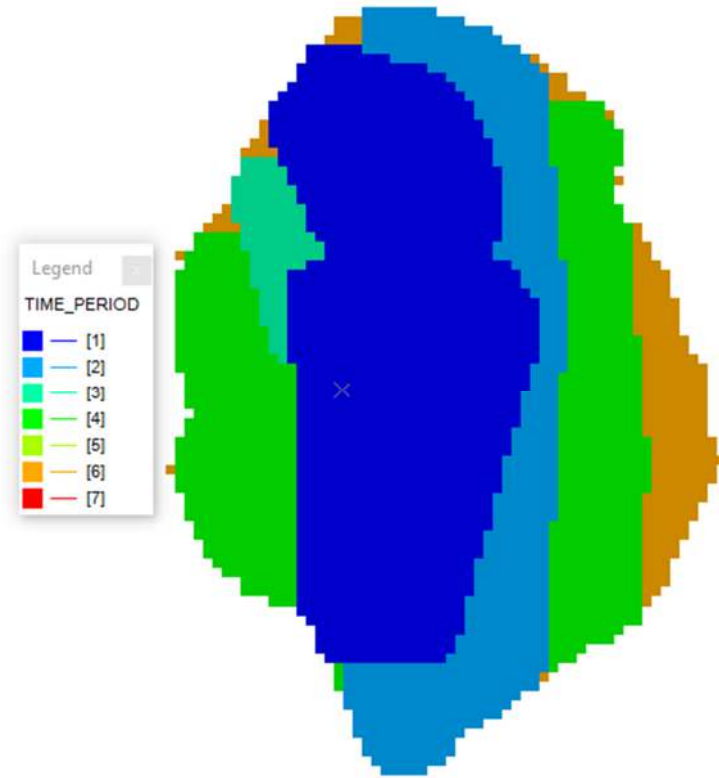
4.4.3 *Schedule*

El secuenciamiento, por otro lado, representa la manera en la que se extraerá el mineral, asegurando el cumplimiento de todas las restricciones operativas previamente explicadas. Estas restricciones se respetan hasta el último periodo, donde se observan pequeñas secciones con un ancho operativo muy reducido, lo cual puede representar un problema en el diseño final. Para la comparación entre estas dos metodologías, se realizó un análisis por periodos (años) con una alimentación constante a la planta de 20 millones de toneladas de mineral y 40 millones de toneladas de movimiento de escombros. Existen criterios de selección de fases que indican que cada fase operativa debe contener de dos a tres veces la alimentación anual de la planta.

A continuación, se presentan las tablas y gráficos del secuenciamiento final, con una comparación en el mismo software que muestra el impacto de la dilución del 5% y una recuperación del mineral del 95% en el VAN. Esto demuestra que la dilución puede ser una variable muy importante de mantener controlada y medida. Además, se incluyen gráficos del cumplimiento de las fases con una alimentación constante a la planta. Una de las infracciones de esta optimización a las restricciones específicas es que no se pudo cumplir con el límite de escombros impuesto de 40 millones de toneladas. En el periodo 4, se observó un exceso de estéril de 20 millones de toneladas.

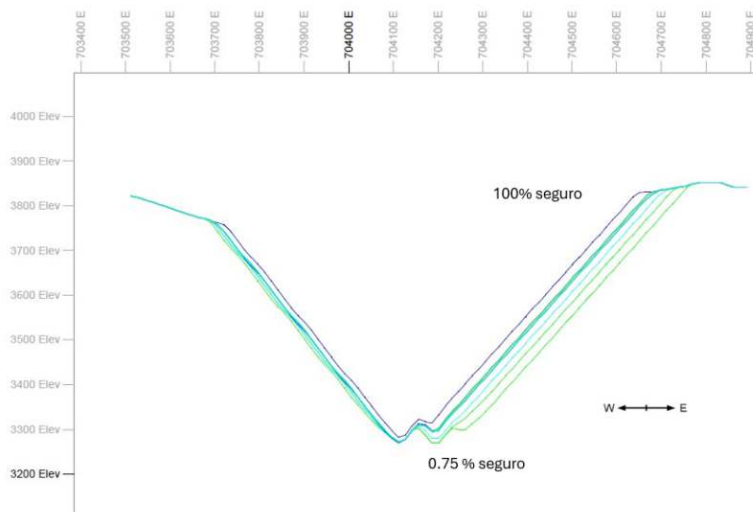
4.4.3.1 Secuencia de minado final

Figura 112. Secuencia final de minado, Studio NPVS.



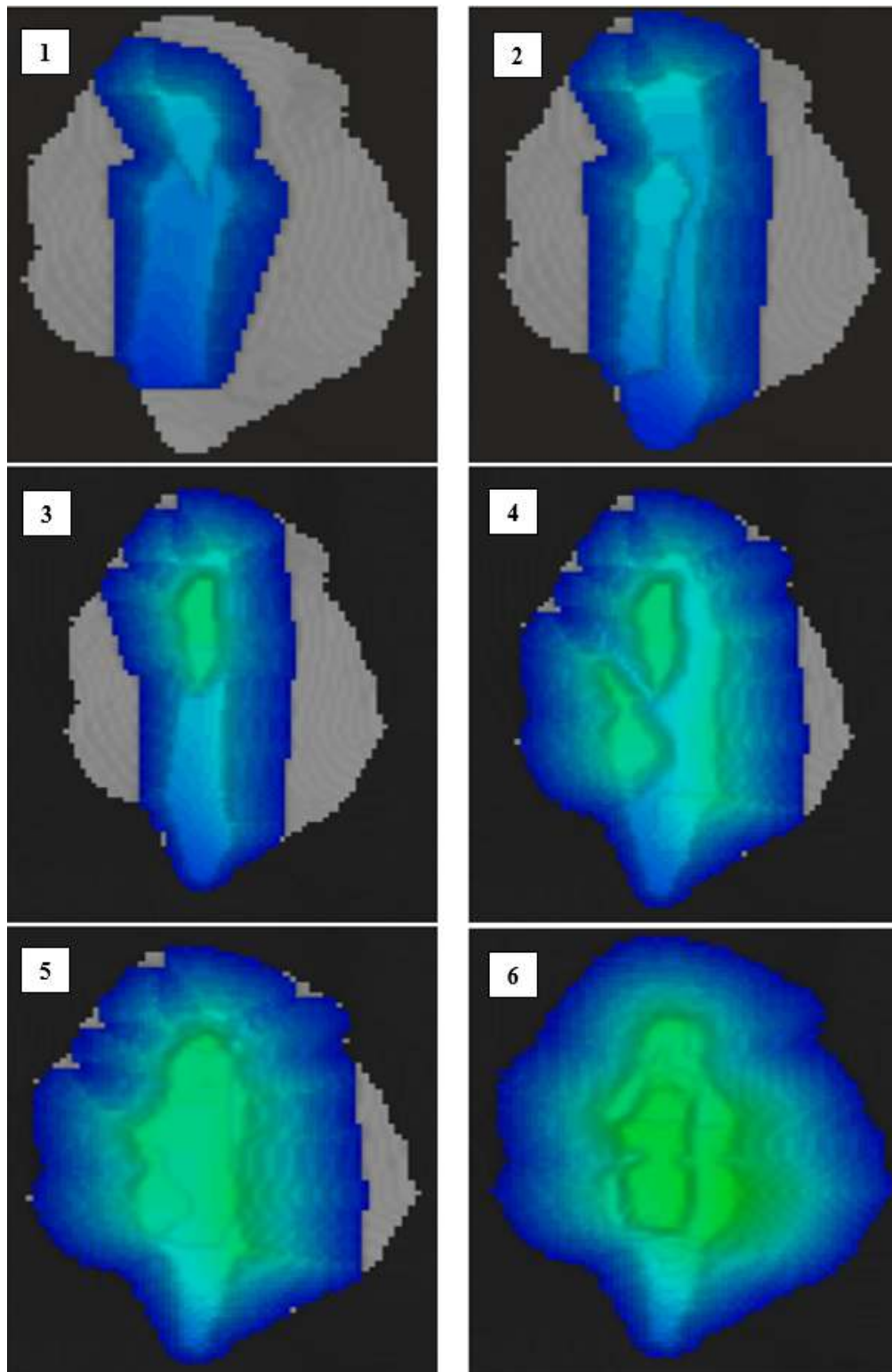
Fuente: Elaboración propia.

Figura 113. Pits con incertidumbre, Studio NPVS.



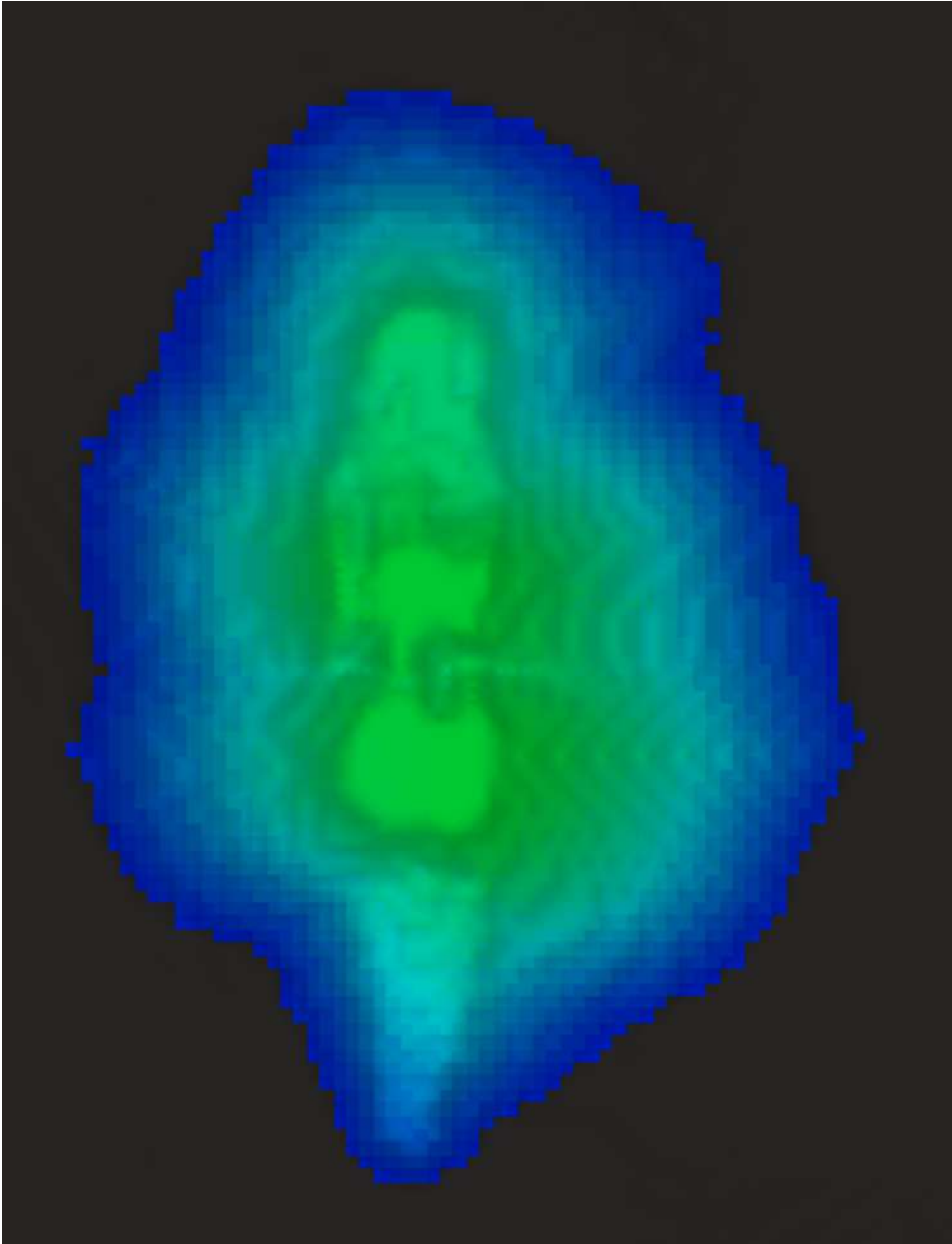
Fuente: Elaboración propia.

Figura 114. Fases de la secuencia operativo de minado del 1 al 6, Studio NPVS.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 115. Fase operativa final, Studio NPVS.



Fuente: Elaboración propia

4.4.3.2 Reportes

Tabla 61. Reporte secuenciamiento final sin dilución.

Año	Pushbacks	Banco alto	Banco bajo	Bancos	Ganancia	Ganancia por unidad de masa	VAN	Roca	Flotacion	Total, desecho
1	1	3746.27	3556.2654	20	-\$976,530,440.50	-\$35.68	-\$988,415,997.50	27370246.2	9105871.21	18264375
1	2	3726.27	3566.2654	17	\$332,872,917.50	\$11.07	\$297,139,493.70	30082110.5	10900860.5	19181250
2	2	3566.27	3526.2654	5	\$423,001,261.30	\$31.99	\$348,035,009.30	13222160.9	12243410.9	978750
2	3	3766.27	3546.2654	23	\$184,786,132.70	\$5.31	\$139,538,590.60	34791783.2	7752408.19	27039375
3	3	3546.27	3516.2654	4	\$250,751,623.90	\$30.92	\$180,720,757.10	8110199.78	7333949.78	776250
3	4	3746.27	3456.2654	30	\$424,400,137.20	\$21.74	\$282,852,492.20	19523405.7	12666530.7	6856875
4	4	3456.27	3446.2654	2	\$6,758,019.60	\$34.90	\$4,305,944.62	193661.883	193661.883	0
4	5	3766.27	3436.2654	34	\$322,344,323.10	\$8.28	\$194,682,914.00	38909273.4	11774273.4	27135000
4	6	3796.27	3506.2654	30	\$150,291,707.00	\$2.99	\$83,261,295.68	50326181.8	8037431.77	42288750
5	6	3506.27	3456.2654	6	\$463,576,170.40	\$30.89	\$241,095,422.20	15007601.9	14422601.9	585000
5	7	3646.27	3446.2654	21	\$190,872,630.20	\$32.12	\$92,062,545.91	5942292.7	5571042.7	371250
6	7	3446.27	3396.2654	6	\$460,040,607.90	\$33.12	\$206,670,569.50	13888412.2	13320287.2	568125
7	7	3396.27	3386.2654	2	\$9,147,389.04	\$32.63	\$3,687,406.82	280312.86	280312.86	0
6	8	3826.27	3436.2654	40	\$138,997,338.10	\$3.67	\$57,214,640.48	37920547	6684921.96	31235625
7	8	3436.27	3366.2654	8	\$326,817,286.90	\$32.25	\$128,014,374.00	10133426.5	9435926.45	697500
Total				248	\$2,708,127,104.00	\$8.86	\$1,270,865,459.00	305,701,616	129,723,491	175,978,125

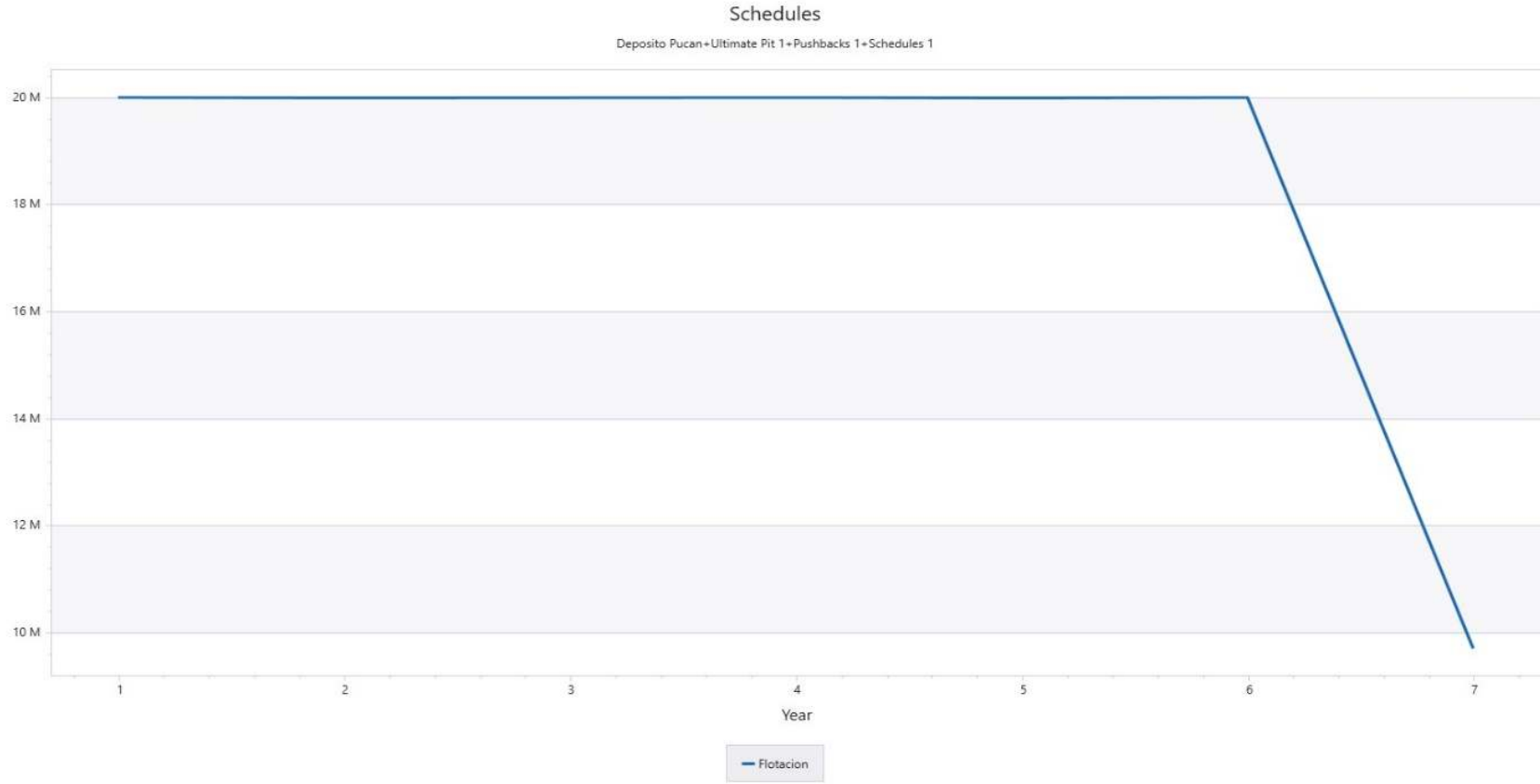
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 62. Reporte secuenciamiento final con dilución.

Año	Ganancia	Ganancia por Unidad de Masa	VAN	Roca	Flotación	Relación de Desmante	Total, Desecho
1	-\$672,153,626.38	-\$12.75	-\$721,123,616.97	52723696.43	20003071.43	1.635780041	32720625
2	\$596,617,662.91	\$13.06	\$478,237,552.64	45675531.05	20003031.05	1.283430493	25672500
3	\$467,803,566.88	\$6.39	\$323,814,326.48	73235502.78	20000502.78	2.661683088	53235000
4	\$608,340,706.56	\$13.66	\$362,251,996.10	44535883.65	19994008.65	1.227461458	24541875
5	\$585,114,990.22	\$20.24	\$297,655,171.31	28904130.12	19999755.12	0.445224201	8904375
6	\$599,733,320.69	\$15.44	\$261,829,541.18	38854441.32	20005066.32	0.942230068	18849375
7	\$267,761,123.18	\$18.32	\$105,447,244.80	14617780.85	8784655.849	0.664012922	5833125
Total	\$2,453,217,744.07	\$8.22	\$1,108,112,215.53	298546966.2	128790091.2	1.318089563	169756875
Año	AG	AU	CU	Flotación-AU R	Flotación- CU	Flotación-AG	
1	190427431.2	9002083.195	308928.8007	9002083.195	308928.8007	190427431.2	
2	198507869.3	9017603.984	302670.7449	9017603.984	302670.7449	198507869.3	
3	197003032.7	8783811.437	293258.874	8783811.437	293258.874	197003032.7	
4	192351954.9	9111793.933	304057.6057	9111793.933	304057.6057	192351954.9	
5	197070715.7	8808280.8	294276.8182	8808280.8	294276.8182	197070715.7	
6	195362573.9	8833355.258	301495.5932	8833355.258	301495.5932	195362573.9	
7	84179855.28	3881871.272	132182.4704	3881871.272	132182.4704	84179855.28	
Total	1254903433	57438799.88	1936870.907	57438799.88	1936870.907	1254903433	

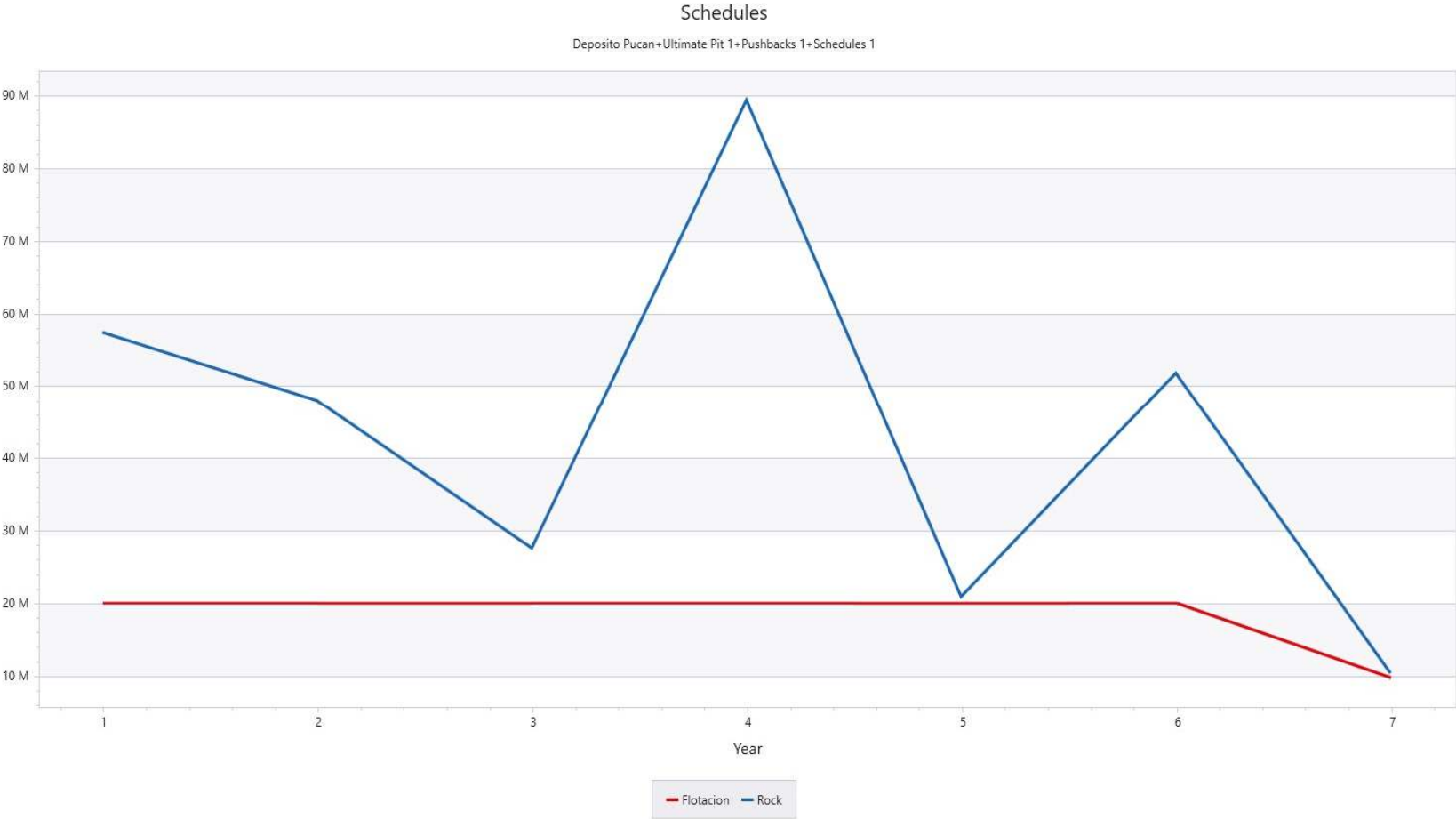
Fuente: Elaboración propia.

Figura 116. Producción del proceso.



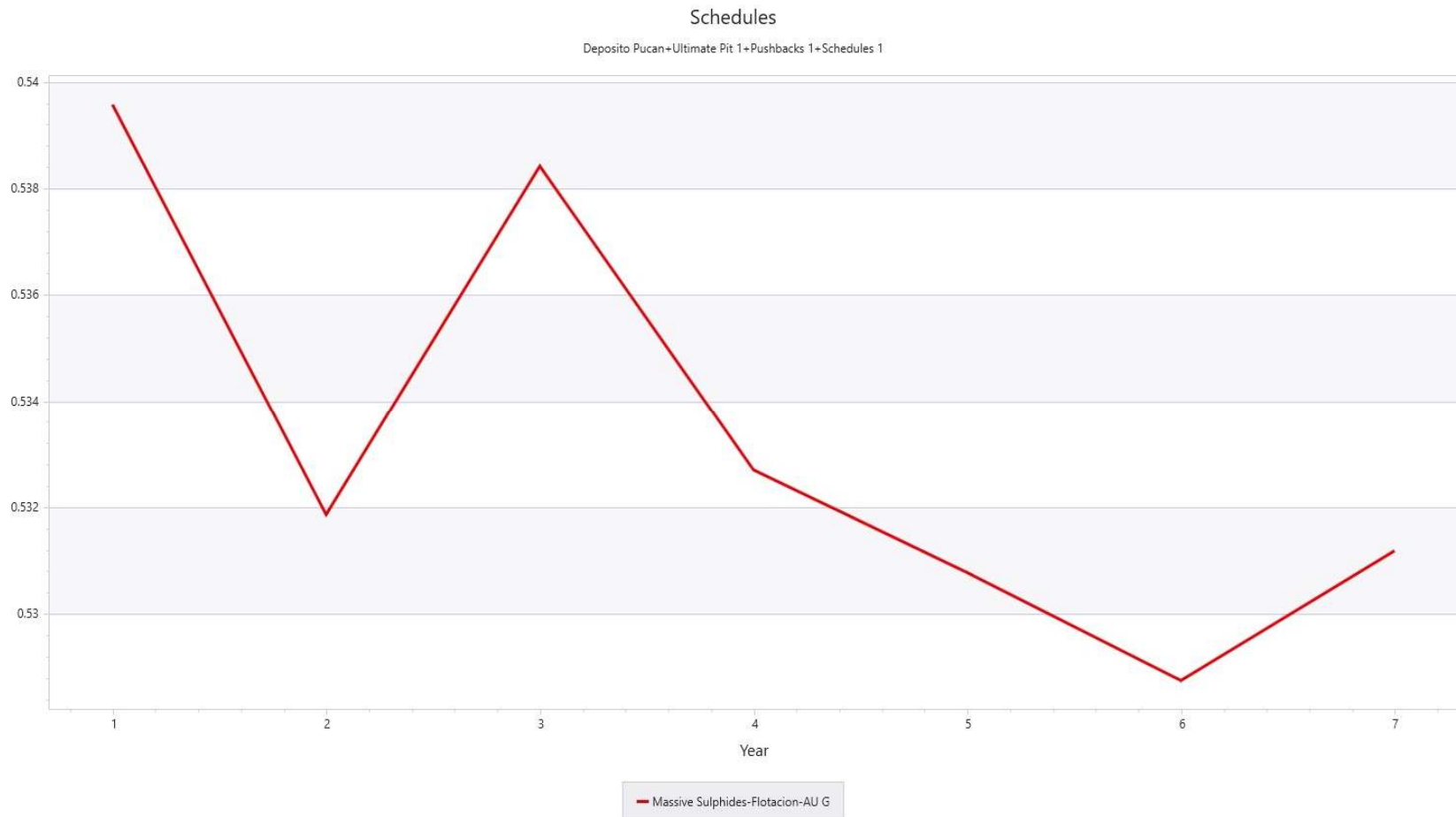
Fuente: Elaboración propia.

Figura 117. Producción del proceso y movimiento total.



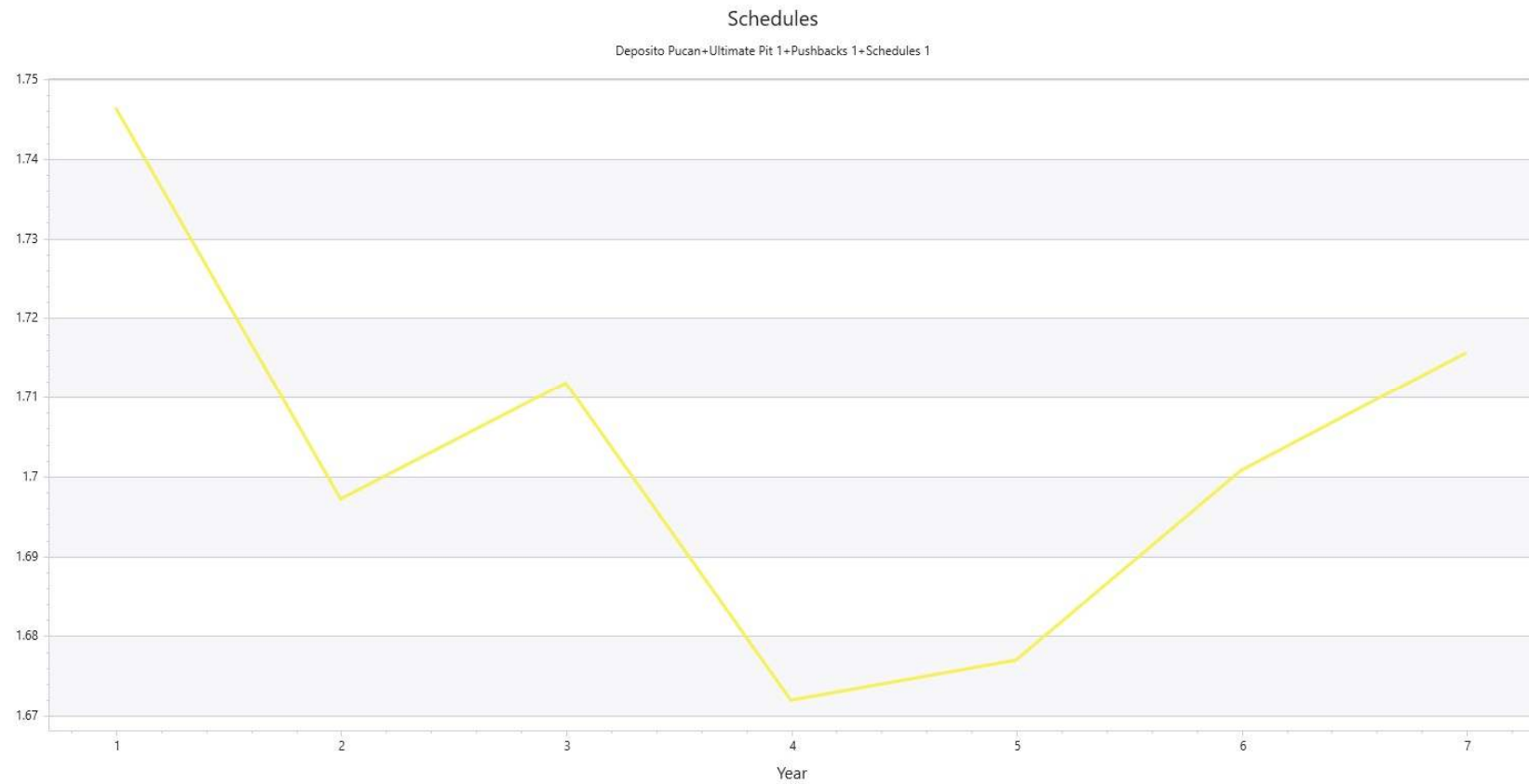
Fuente: Elaboración propia.

Figura 118. Ley de Au por periodos.



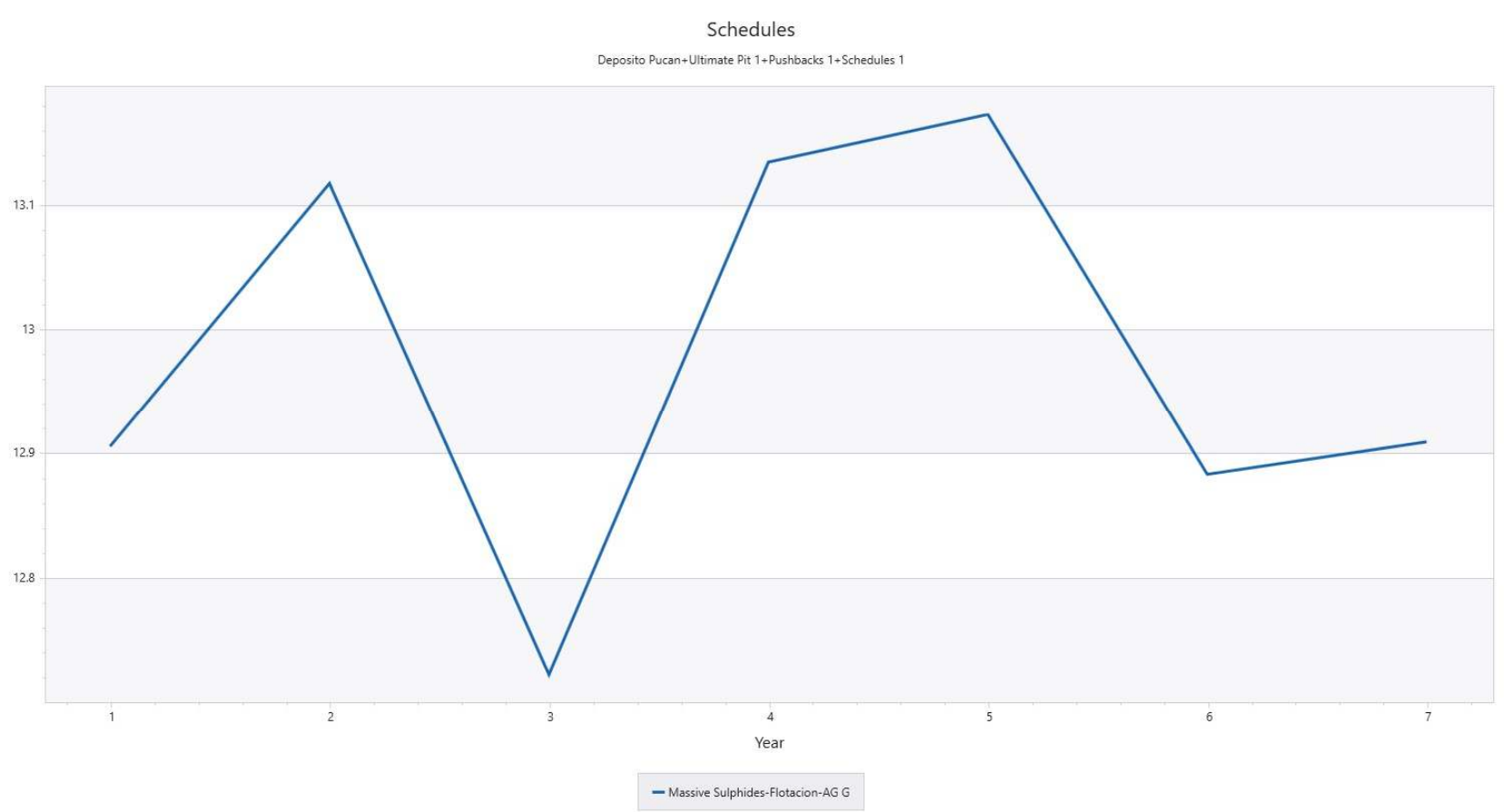
Fuente: Elaboración propia.

Figura 119. Ley de Cu por periodos.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 120. Ley de Ag por periodos.



Fuente: Elaboración propia.

4.5 MiningMath

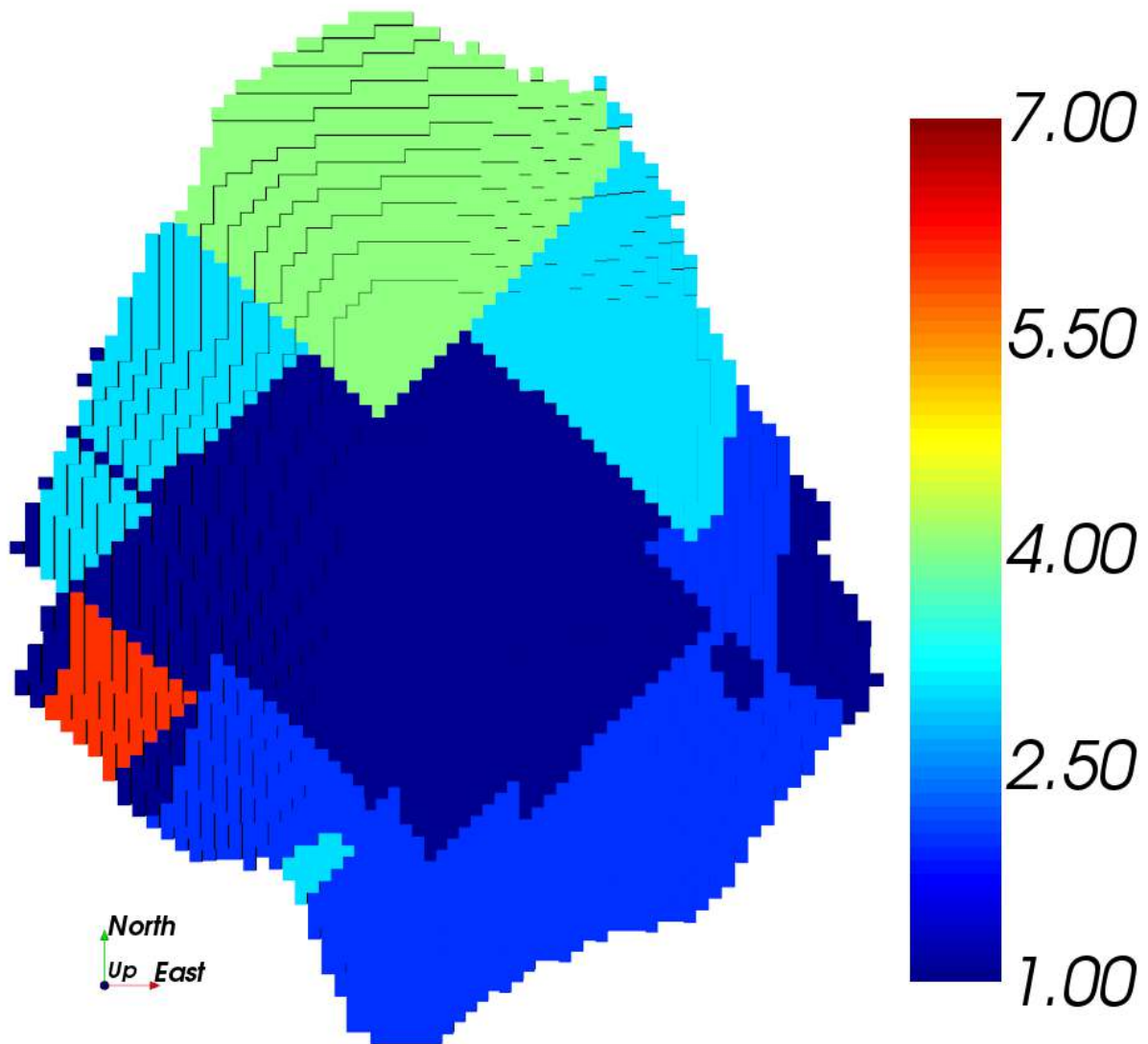
4.5.1 Fase operativa

La selección de fases con este enfoque es diferente. La flexibilidad de la metodología propuesta por MiningMath resulta mucho más interesante, ya que permite generar múltiples escenarios sin necesidad de tomar decisiones que a veces pueden opacar el mejor escenario. Esto nos ha permitido obtener tasas de producción en distintos escenarios, incluyendo la tasa de descuento, entre otros factores. Además, genera escenarios mucho más realistas en comparación con Lerchs & Grossmann, cuyos resultados a veces son muy similares al iterar variables importantes dentro de la optimización.

En MiningMath, el peso de cualquier variable influye significativamente en la rentabilidad del proyecto y en las decisiones que se toman. En este caso, se decidió simular el Au, mientras que los otros metales se estimaron mediante Kriging. El Cu no se incluyó en esta simulación, ya que su inclusión causaba un gran impacto en la alimentación a la planta y las restricciones afectaban significativamente el valor del depósito.

La incertidumbre de geología demuestra tener un análisis más riguroso de los escenarios simulados y cómo puede ir variando la alimentación de Au y los casos de probabilidad para cada periodo, teniendo en cuenta la variación de las leyes de los metales y su influencia en posibles escenarios. Los siguientes resultados entre las dos metodologías se realizaron sin dilución, ya que llega a ser más complejo de llevar a cabo el cálculo con más de 100 millones de datos calculados, para trabajar con el concepto de incertidumbre. Recalcando siempre que es una de las variables que más impacto puede llegar a generar y siempre debe ser tomada en cuenta.

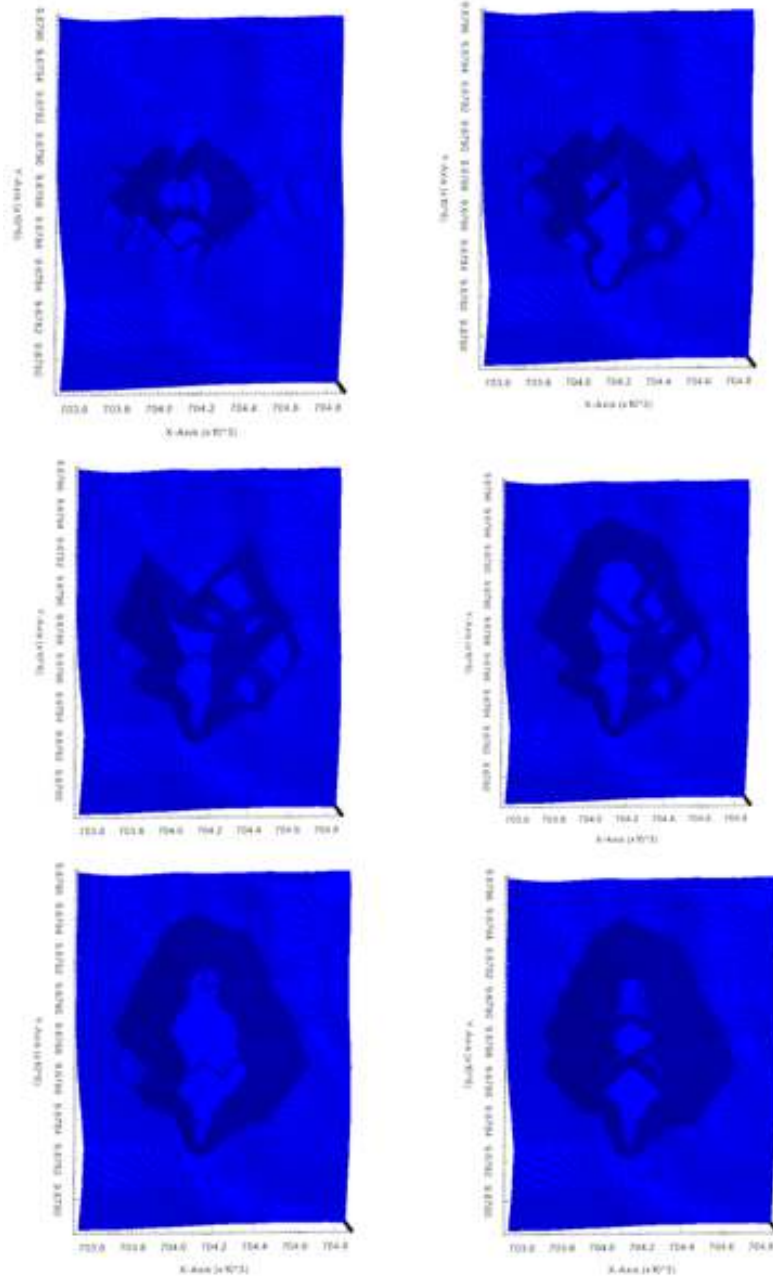
Figura 121. Secuencia minado operativo MiningMath.



Fuente: Elaboración propia.

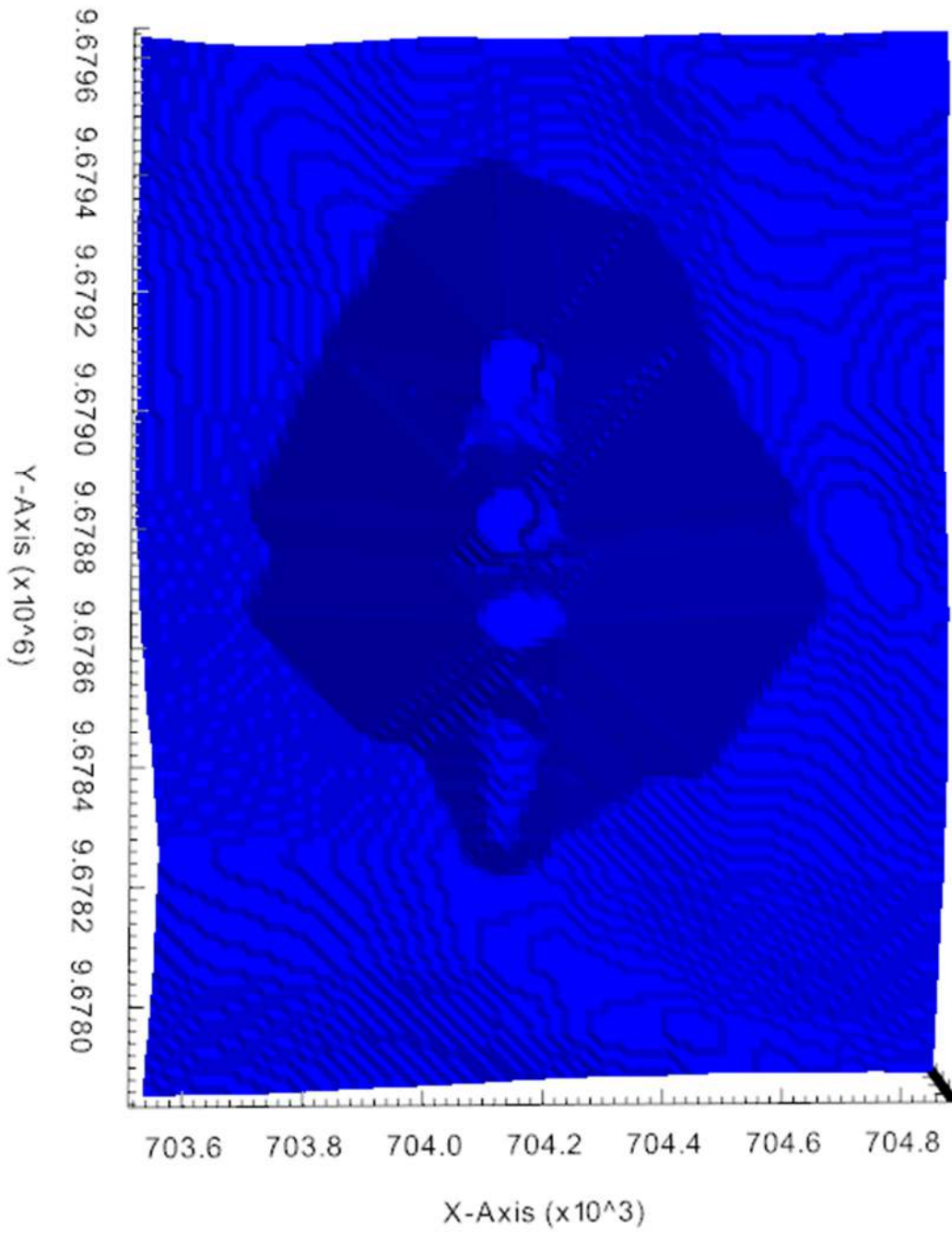
4.5.2 Fases de secuencia de minado operativa

Figura 122. Fases de la secuencia de minado de MiningMath.



Fuente: Elaboración propia

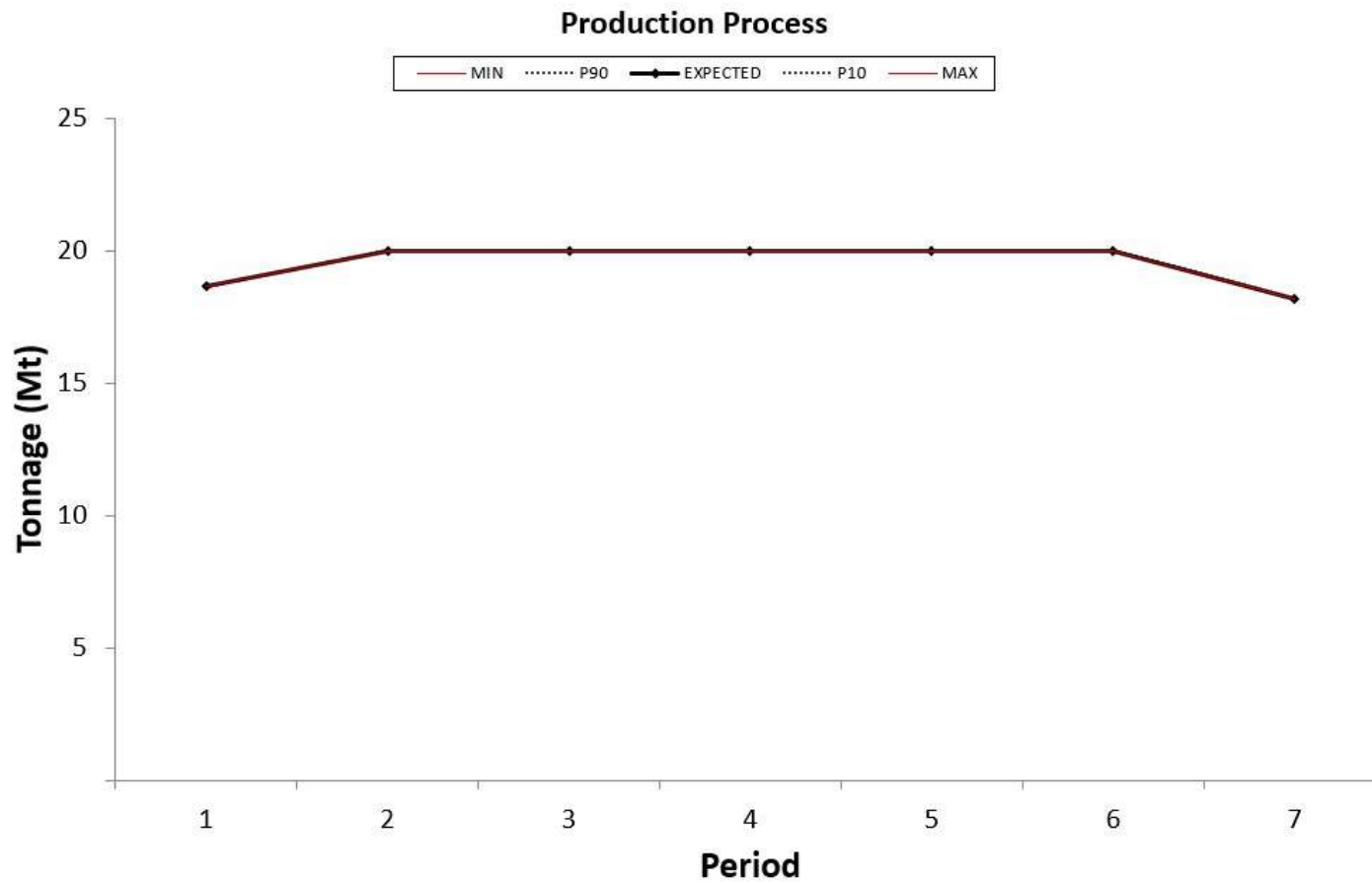
Figura 123. Fase final de MiningMath.



Fuente: Elaboración propia.

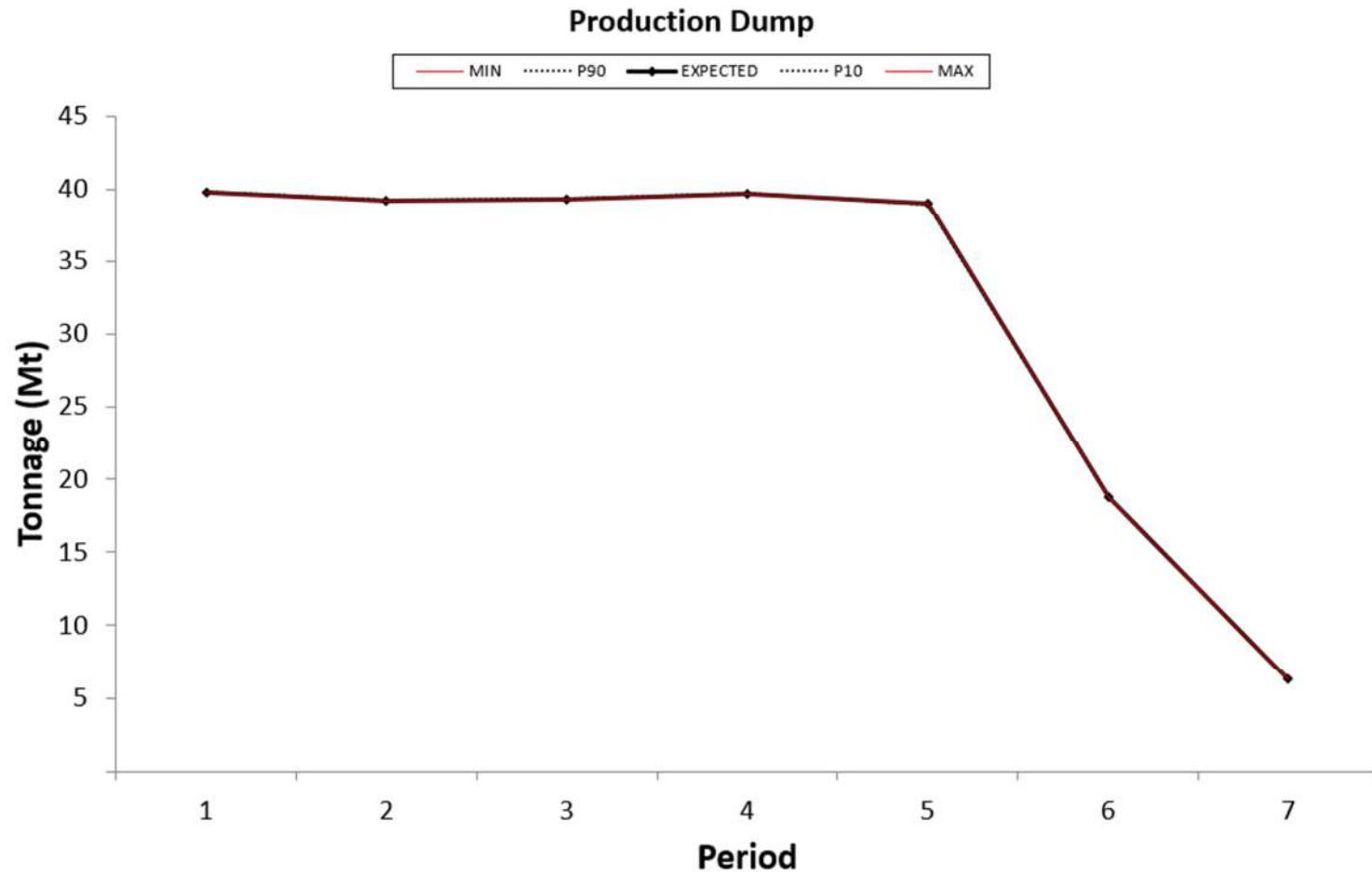
4.5.3 Reportes

Figura 124. Gráfico proceso producción por periodos, MiningMath.



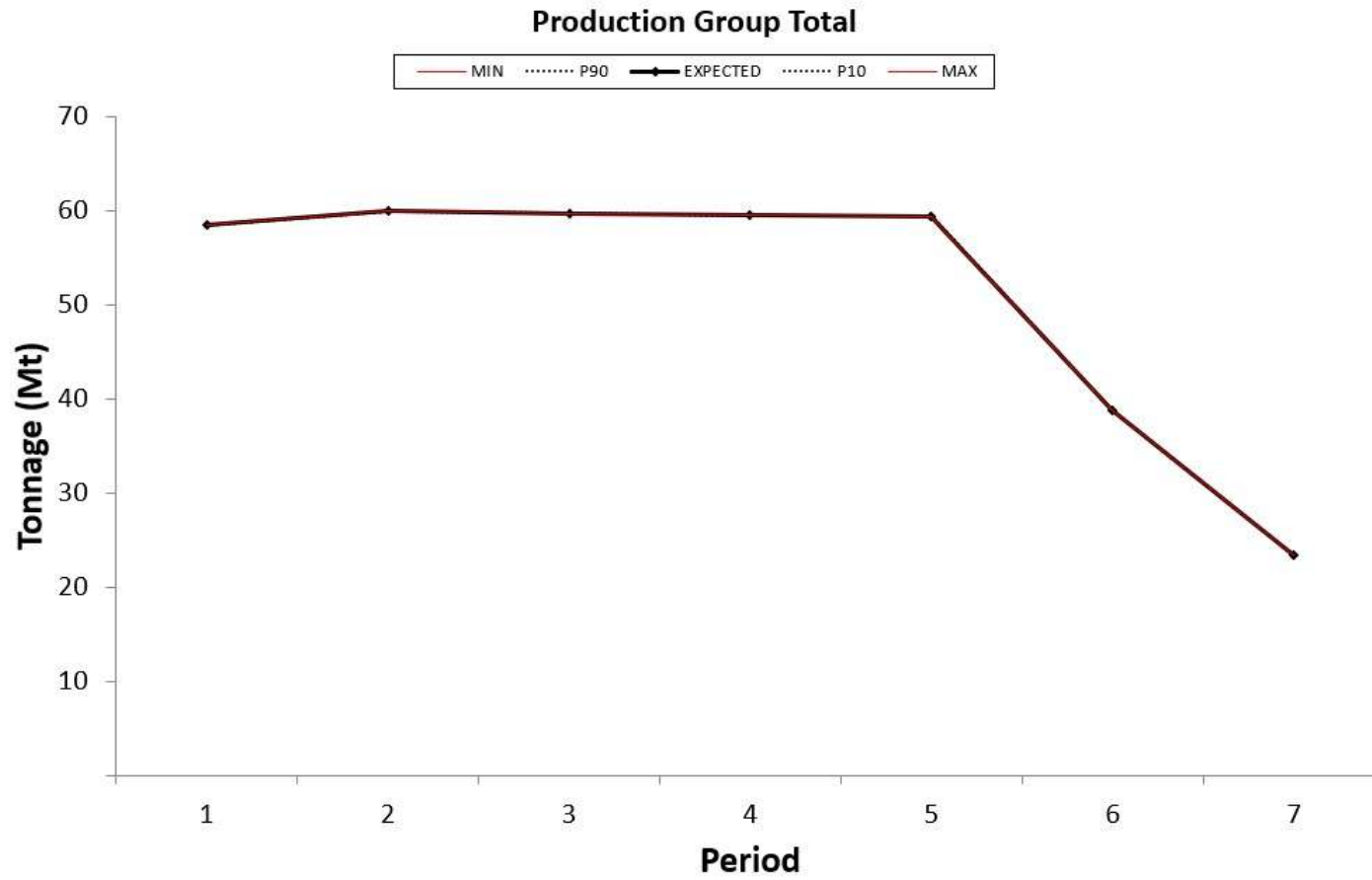
Fuente: Elaboración propia.

Figura 125. Gráfico proceso producción de Dump por periodos, MiningMath.



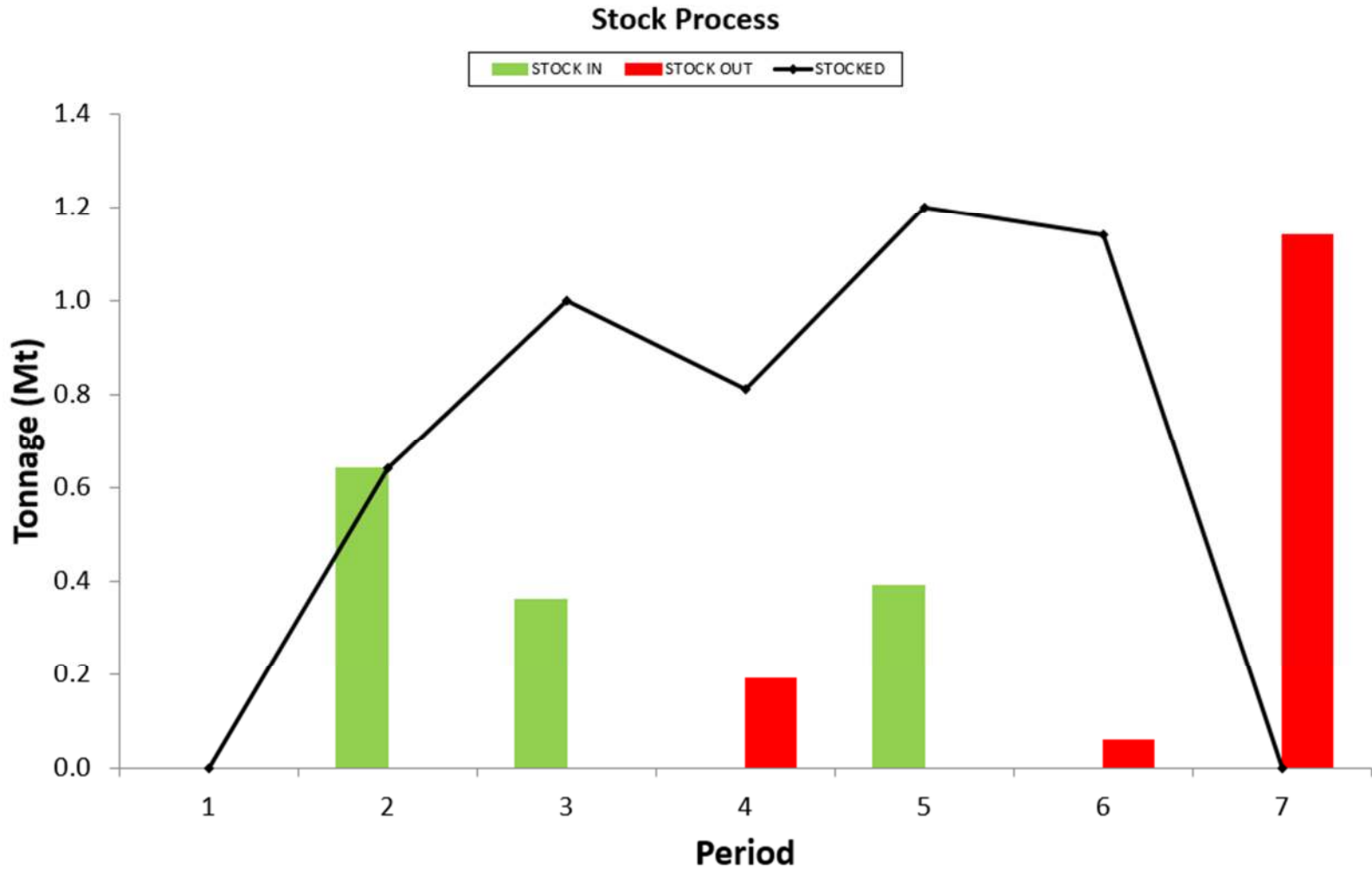
Fuente: Elaboración propia.

Figura 126. Gráfico proceso producción total por periodos, MiningMath.



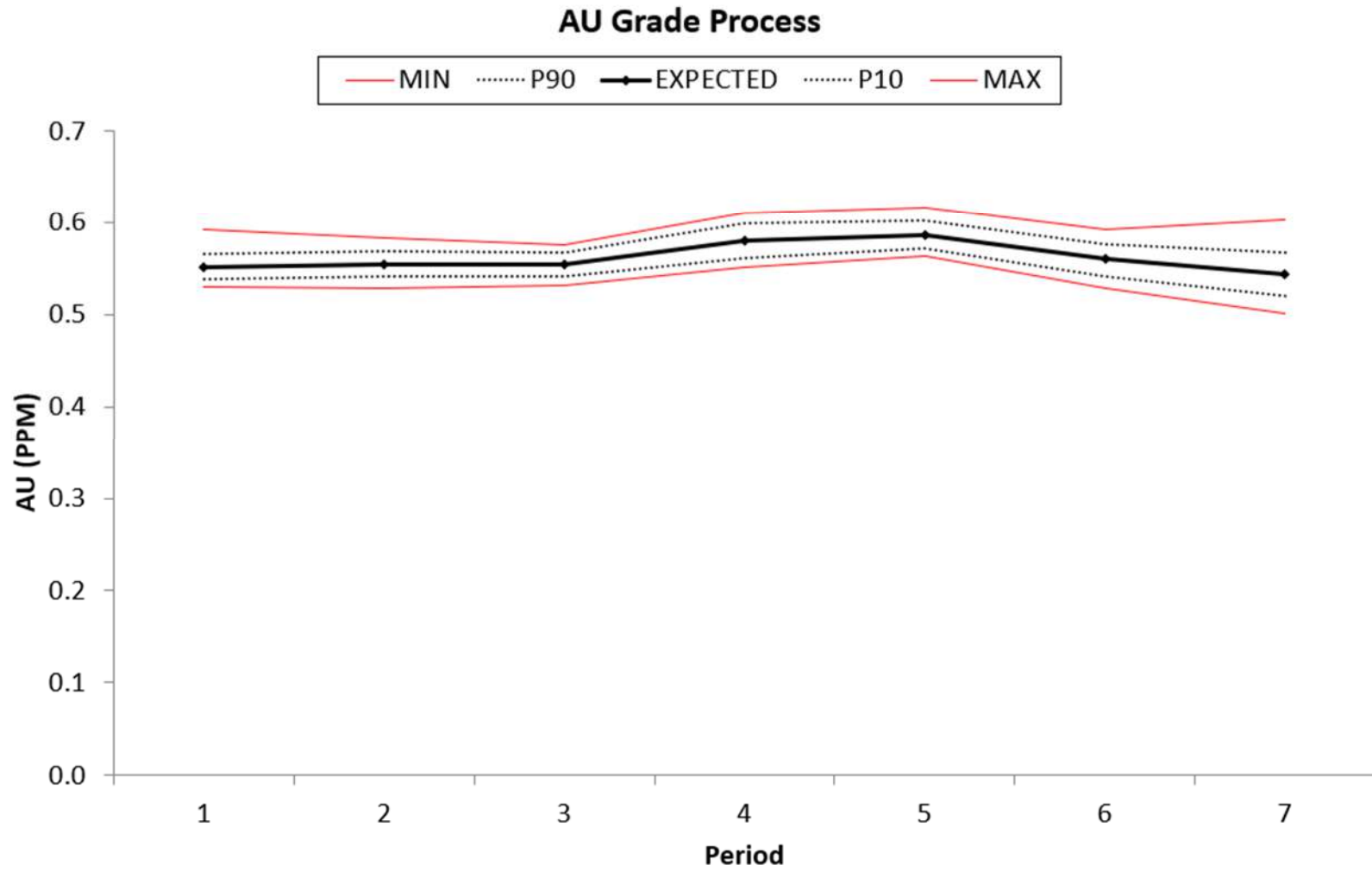
Fuente: Elaboración propia.

Figura 127. Gráfico proceso Stock por periodos, MiningMath.



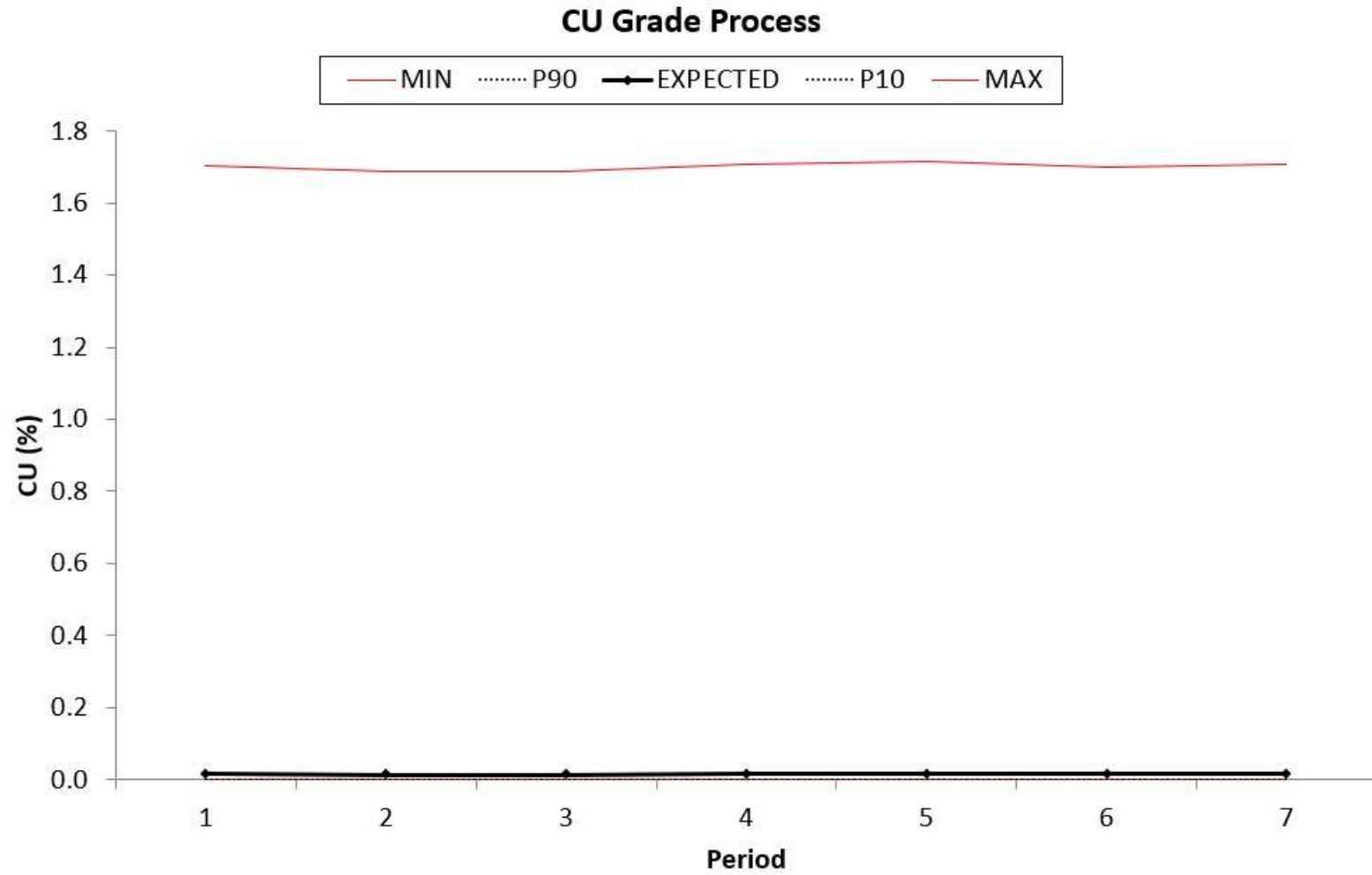
Fuente: Elaboración propia.

Figura 128. Gráfico ley de Au por periodos, MiningMath.



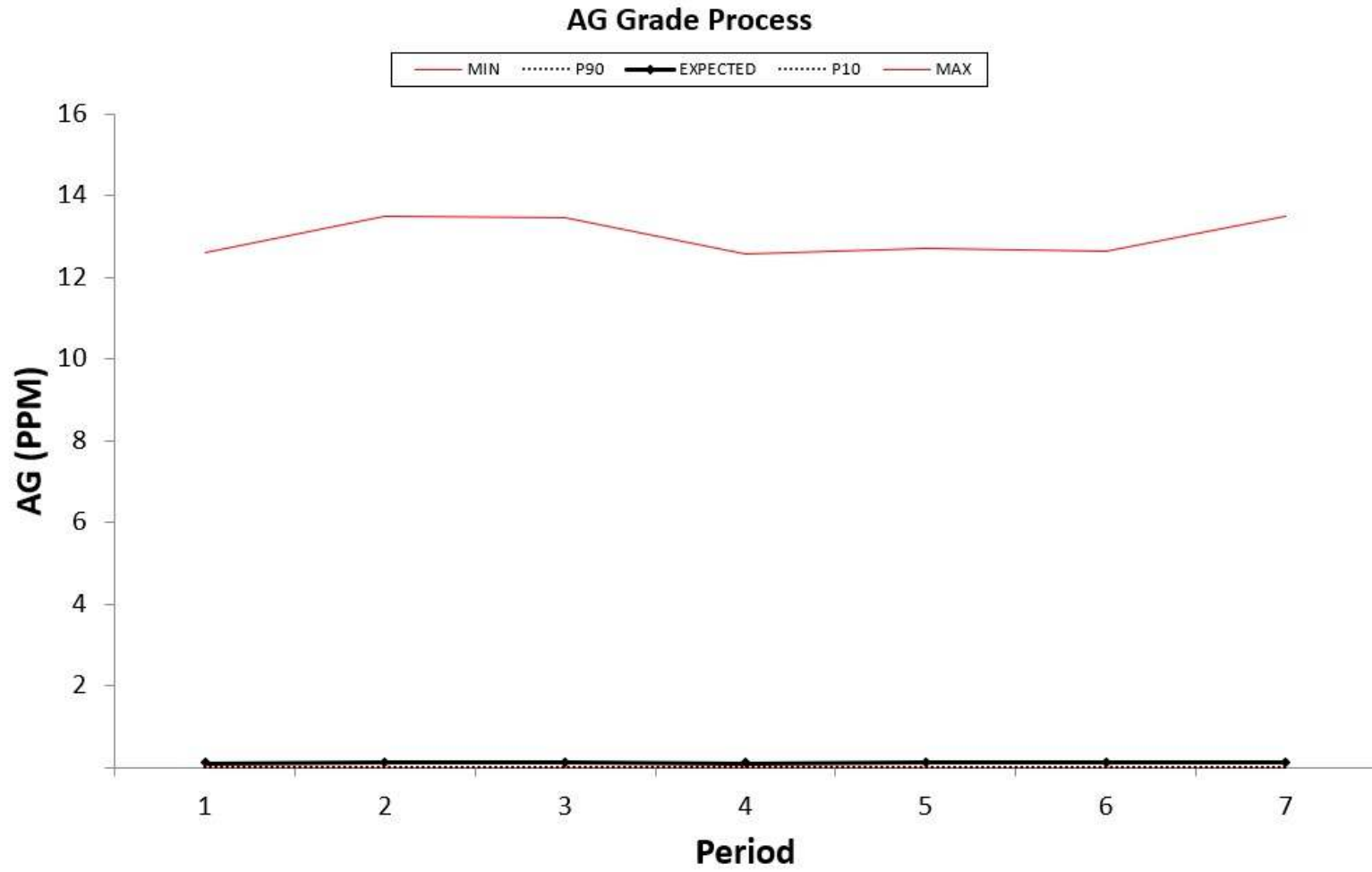
Fuente: Elaboración propia.

Figura 129. Gráfico ley de Cu por periodos, MiningMath.



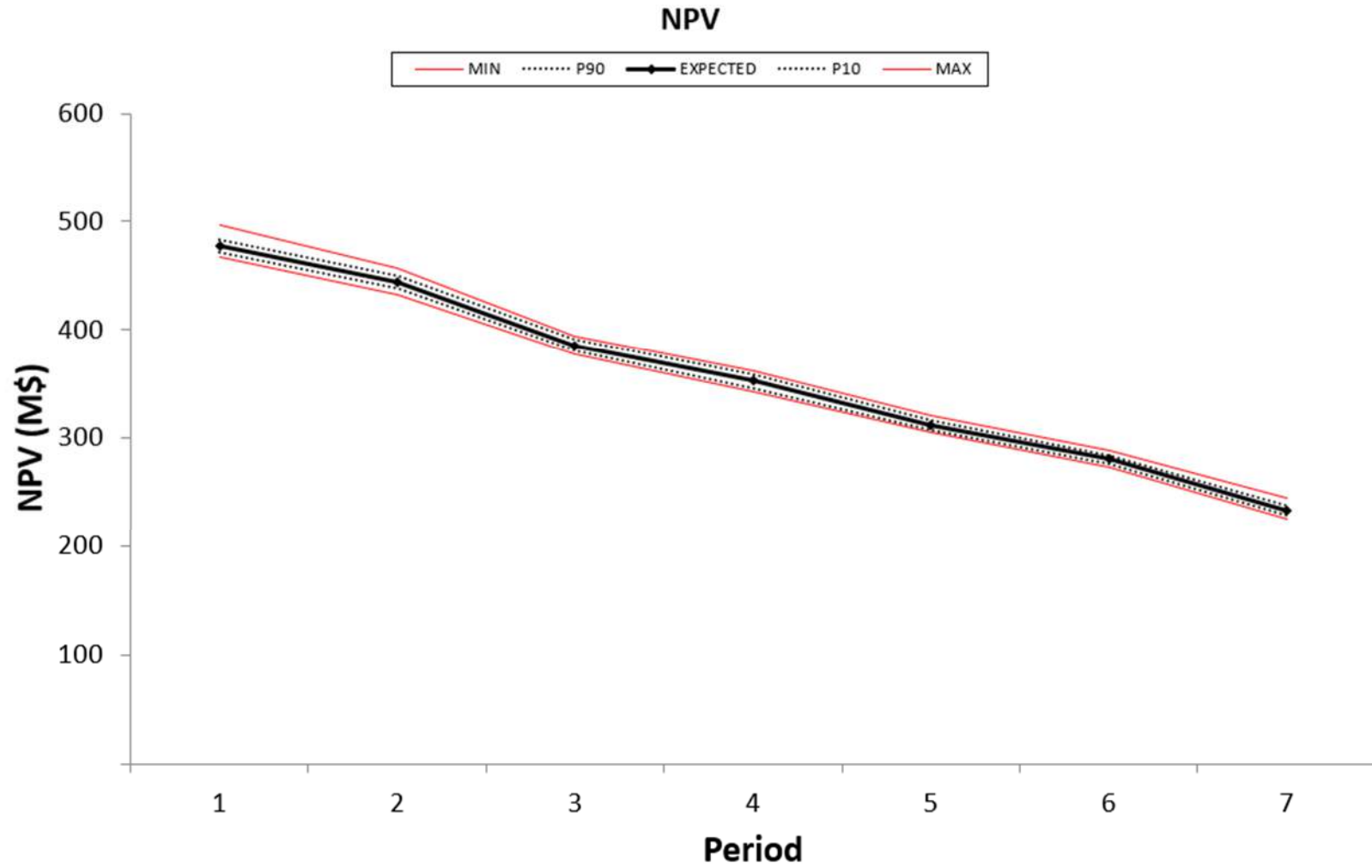
Fuente: Elaboración propia.

Figura 130. Gráfico ley de Ag por periodos, MiningMath.



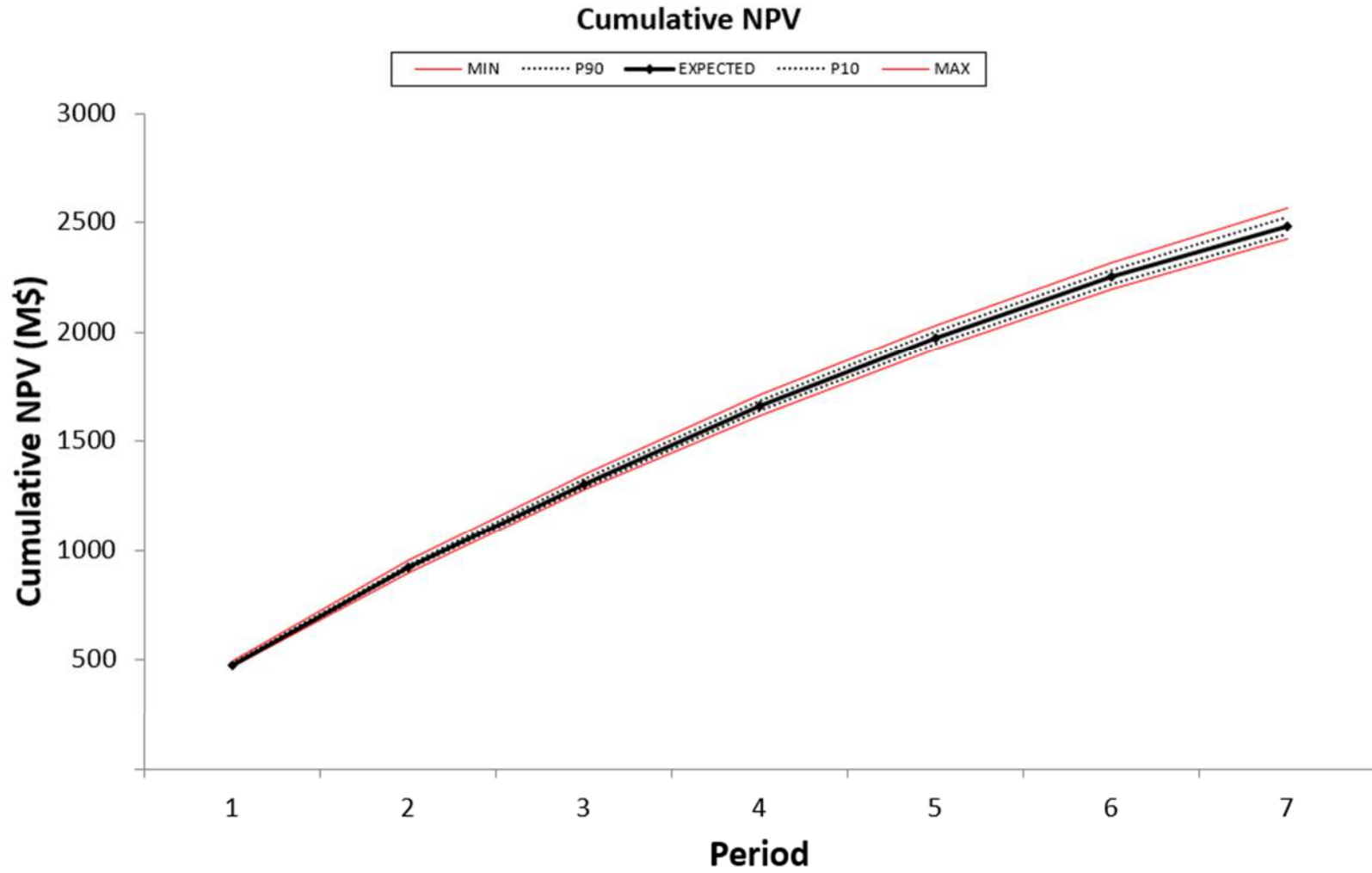
Fuente: Elaboración propia.

Figura 131. Gráfico del NPV por periodos, MiningMath.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 132. Gráfico NPV acumulado por periodos, MiningMath.



Fuente: Elaboración propia.

4.6 Resultados y comparación

Tabla 63. Tabla de comparación VAN descontando capex mina-planta.

VAN (M\$)	VAN (M\$)	VAN (M\$)
Caso determinista Studio NPVS	Caso determinista MiningMath	Caso Estocástico MiningMath
1270	1103.18	1203

Fuente: Elaboración propia.

Se observa que, a pesar de no existir una gran diferencia en el VAN entre la metodología determinista usando Lerchs & Grossmann y el modelo estocástico usando DBS, la secuencia de minado sí muestra diferencias significativas. Esto demuestra que MiningMath tiene una secuencia que se ajusta mejor al yacimiento propuesto, pudiendo respetar las restricciones operativas de mejor manera. Además, MiningMath penaliza el VAN cuando alguna restricción no es cumplida, lo que indica si las decisiones tomadas son acertadas o no.

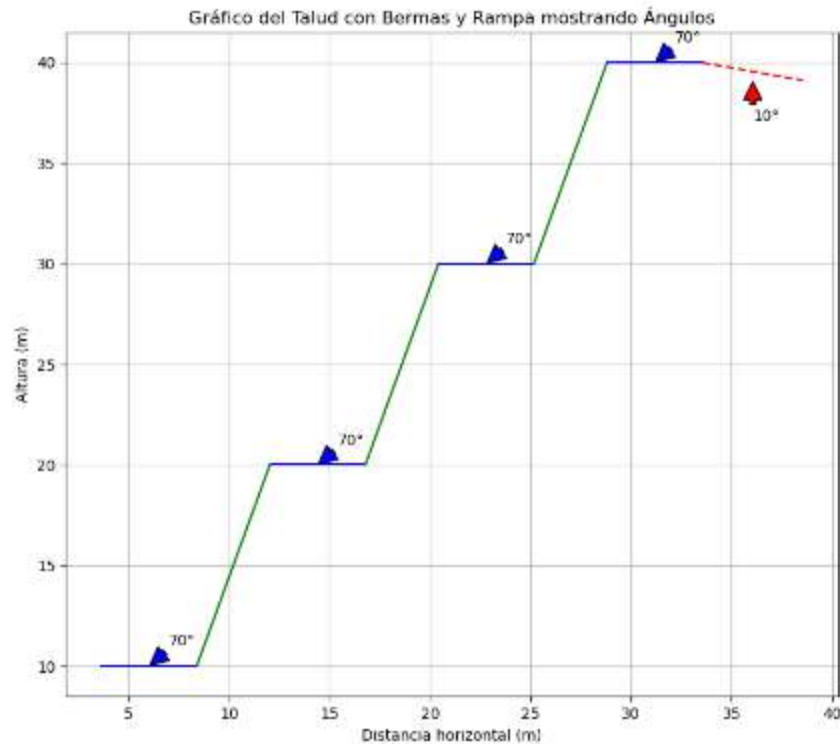
Una desventaja de MiningMath es que no incluye el CAPEX en su optimización, ya que este fue descontado de manera externa. Sin embargo, la comparación entre los casos deterministas de MiningMath muestra una mejora de 100 millones de dólares, con un pit más grande para la metodología estocástica. La mayor diferencia radica en el secuenciamiento de cada caso, donde la forma de minar de ambos algoritmos es distinta, lo cual se refleja en el diseño final.

CAPÍTULO 5

5. DISEÑO DEL OPEN PIT

5.1 Definición de parámetros del talud

Figura 133. Parámetros de talud para el Pit.



Fuente: Elaboración propia.

Para llegar al diseño final del open pit se tuvo que haber hecho un modelo geológico, un modelo geotécnico, un modelo económico y finalmente un diseño estratégico esto con la finalidad de realizar el open pit a partir del mejor diseño estratégico que hemos considerado, para maximizar la extracción de mineral y reducir la ratio estéril mineral.

5.2 Parámetros para el diseño final

Profundidad del pit: $H = \text{Cota superior} - \text{Cota inferior}$

$$H = 3850 - 3300$$

$$H = 550 \text{ m}$$

Altura de bancos: $H_b = 10$ metros

Ángulo de talud para bancos en trabajo (ϕ_t) = 70°

Ángulo de talud para bancos en receso (ϕ_r) = 50°

Número de bancos:

$$N_b = \frac{H}{h_b}$$

Donde:

H: profundidad de la cantera

h_b: altura del banco

$$N_b = \frac{H}{h_b}$$

$$N_b = \frac{550}{10}$$

$$N_b = 55$$

$$N_b = 55 \text{ bancos}$$

Berma de seguridad: $B = 0.2 Hb + 2$

$$B = 0.2 Hb + 2$$

$$B = 0.2 (10) + 2$$

$$B = 4 \text{ m}$$

Ancho del prisma de deslizamiento:

$$Pd = \frac{Hb}{\tan(\phi)}$$

$$Pd = 3.63 \text{ m}$$

Tabla 64. Parámetros de diseño.

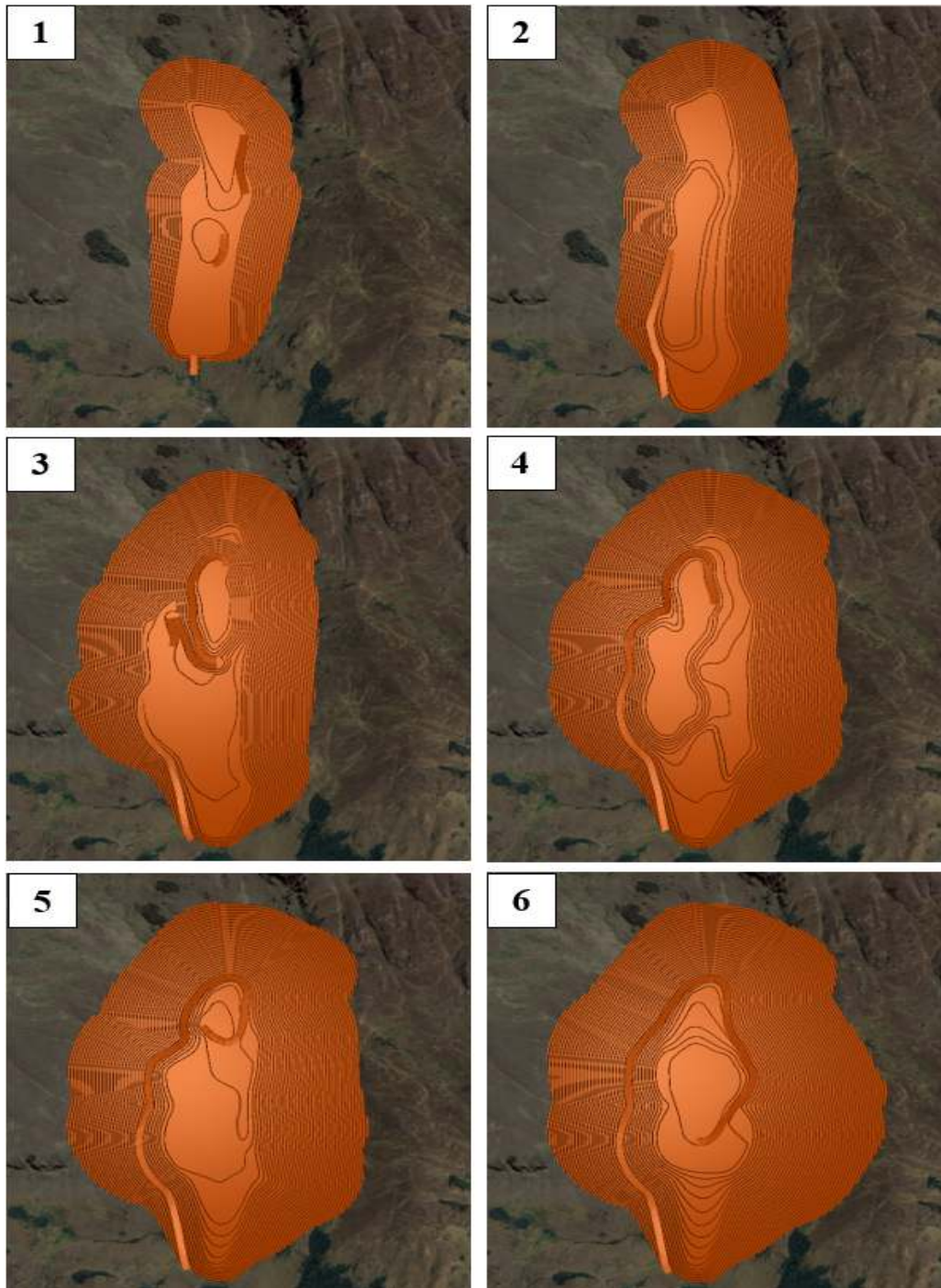
RESULTADOS DE LOS PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN		
Estabilidad de los taludes	n	1.2
Profundidad del pit	Hc	550 m
Ángulo de talud de los bancos	α	70°
Altura del banco	Hb	10 m
Número de bancos	Nb	55 bancos
Berma de seguridad	B	4 m

Fuente: Elaboración propia.

5.3 Diseño final operativo

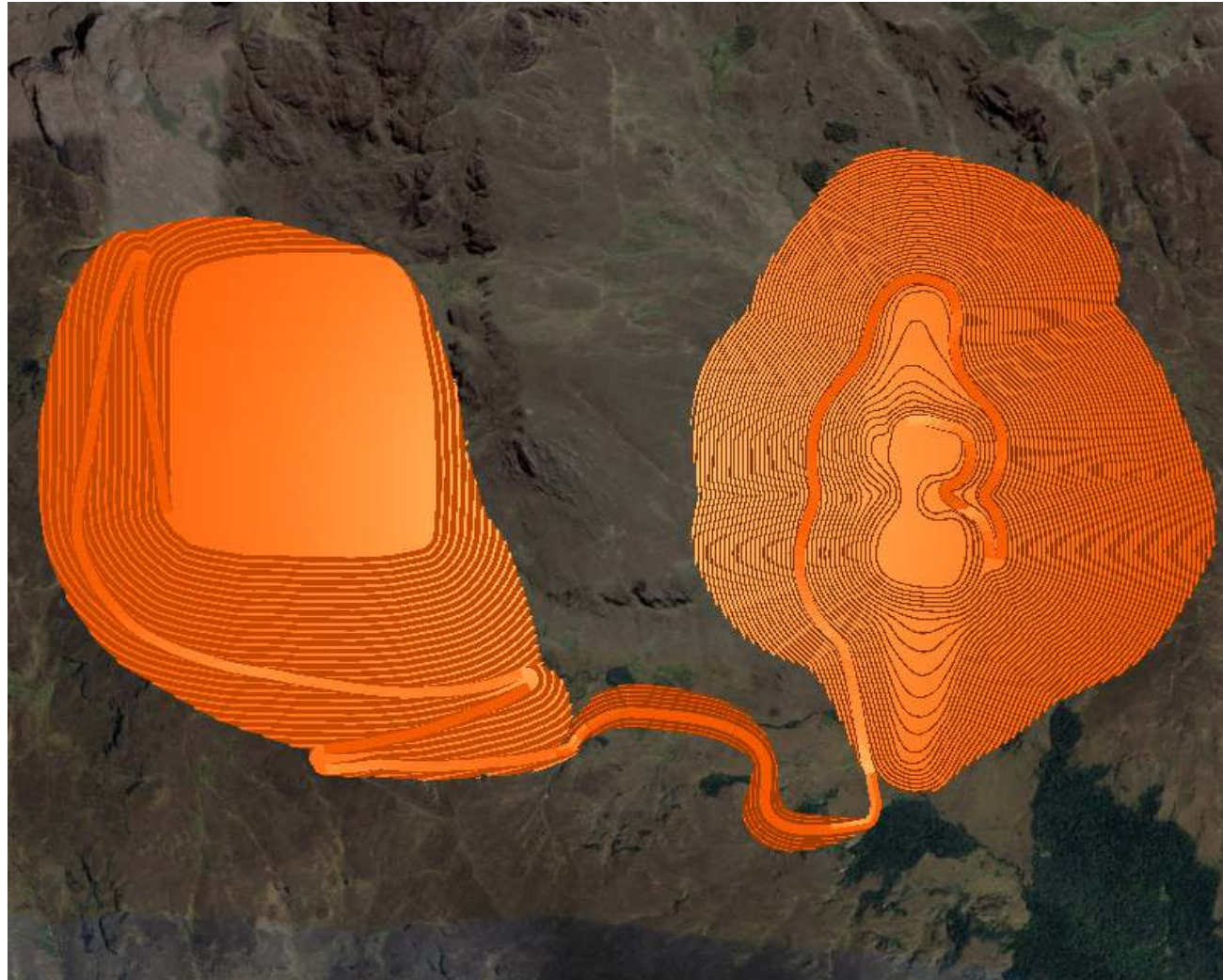
5.3.1 Datamine

Figura 134. Diseño por fases (1-6), realizado en RecMin.



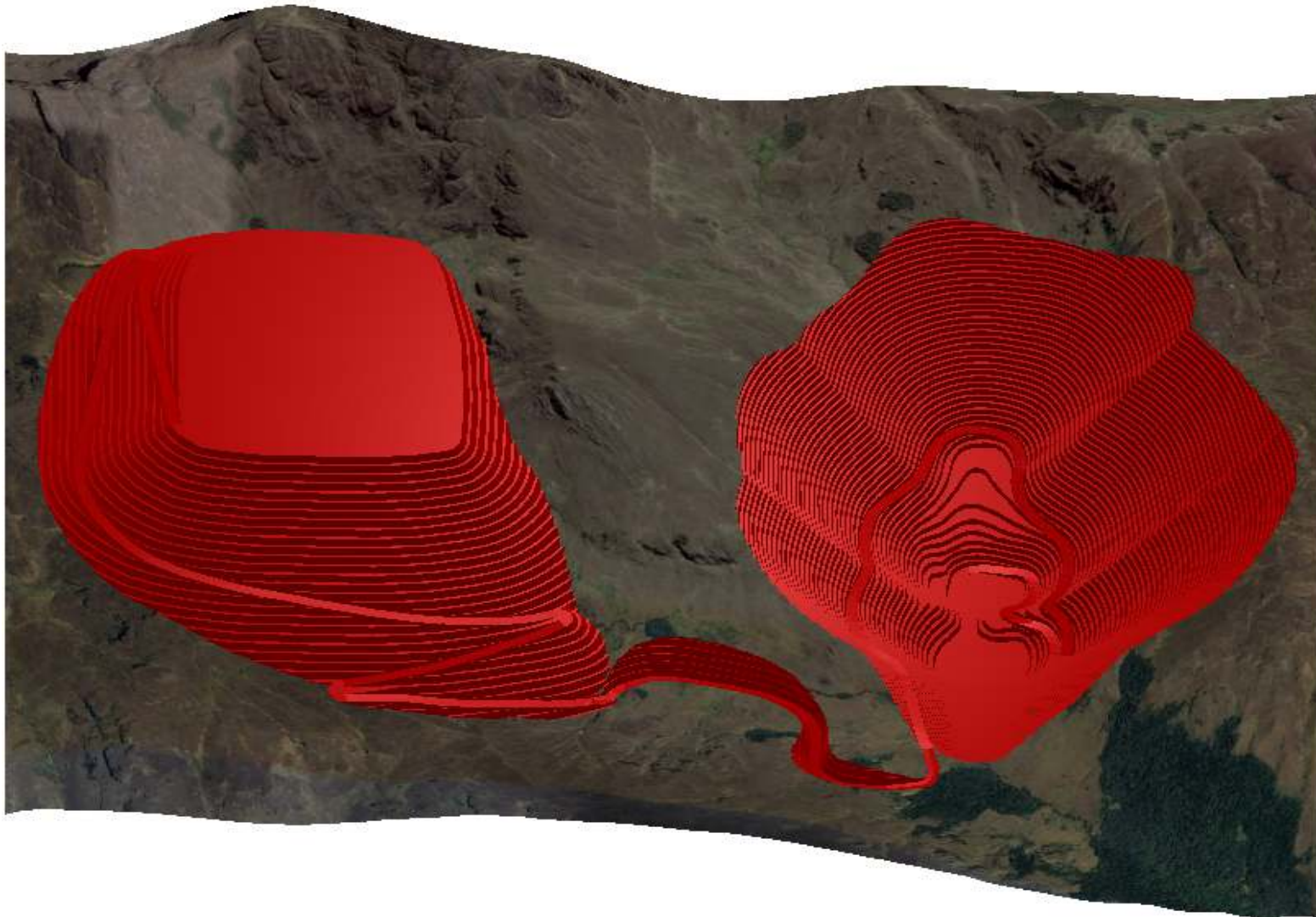
Fuente: Elaboración propia.

Figura 135. Fase final con escombrera, realizado en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

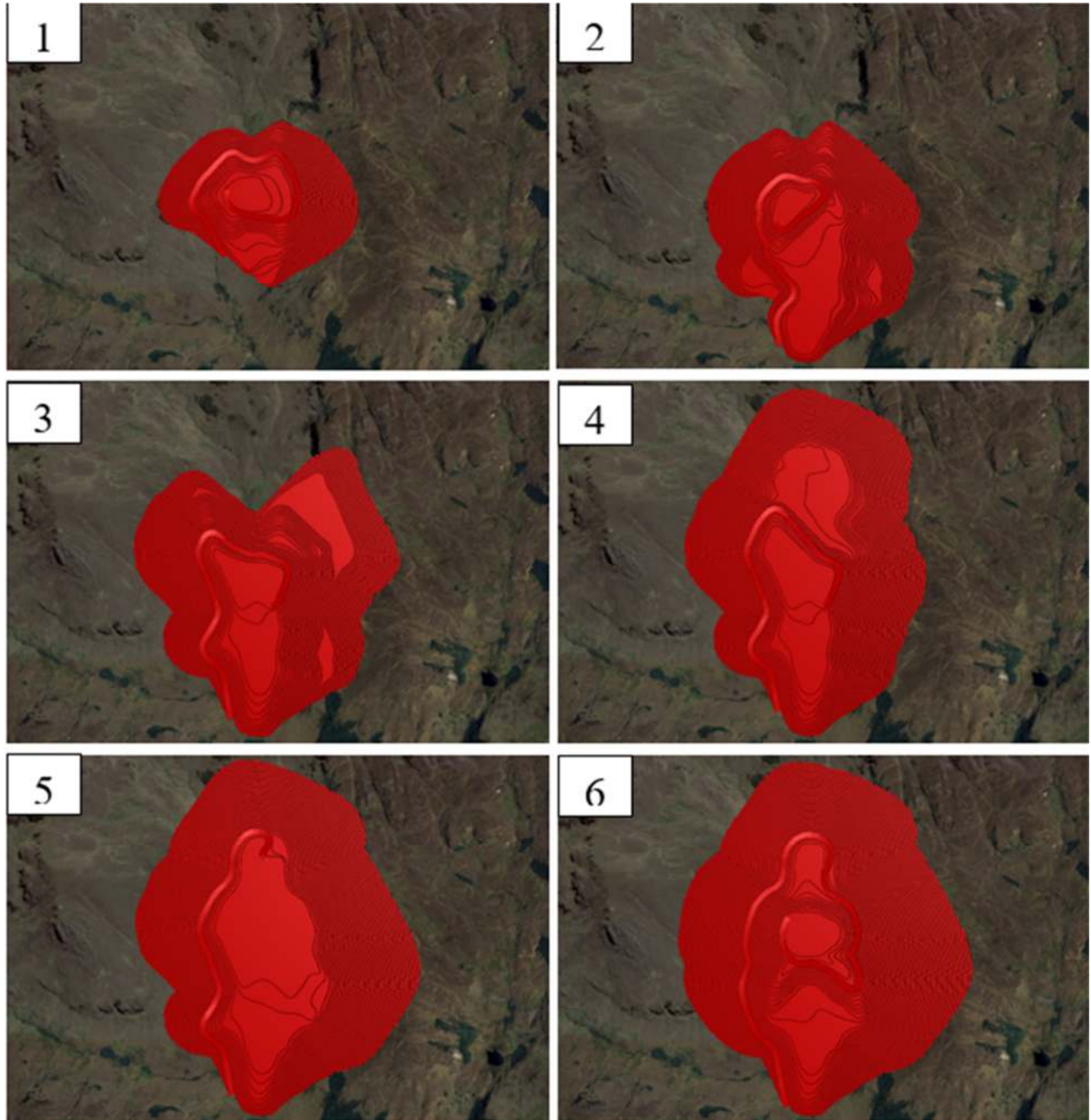
Figura 136. Diseño final visto en 3D, realizado en RecMin.



Fuente: Elaboración propia

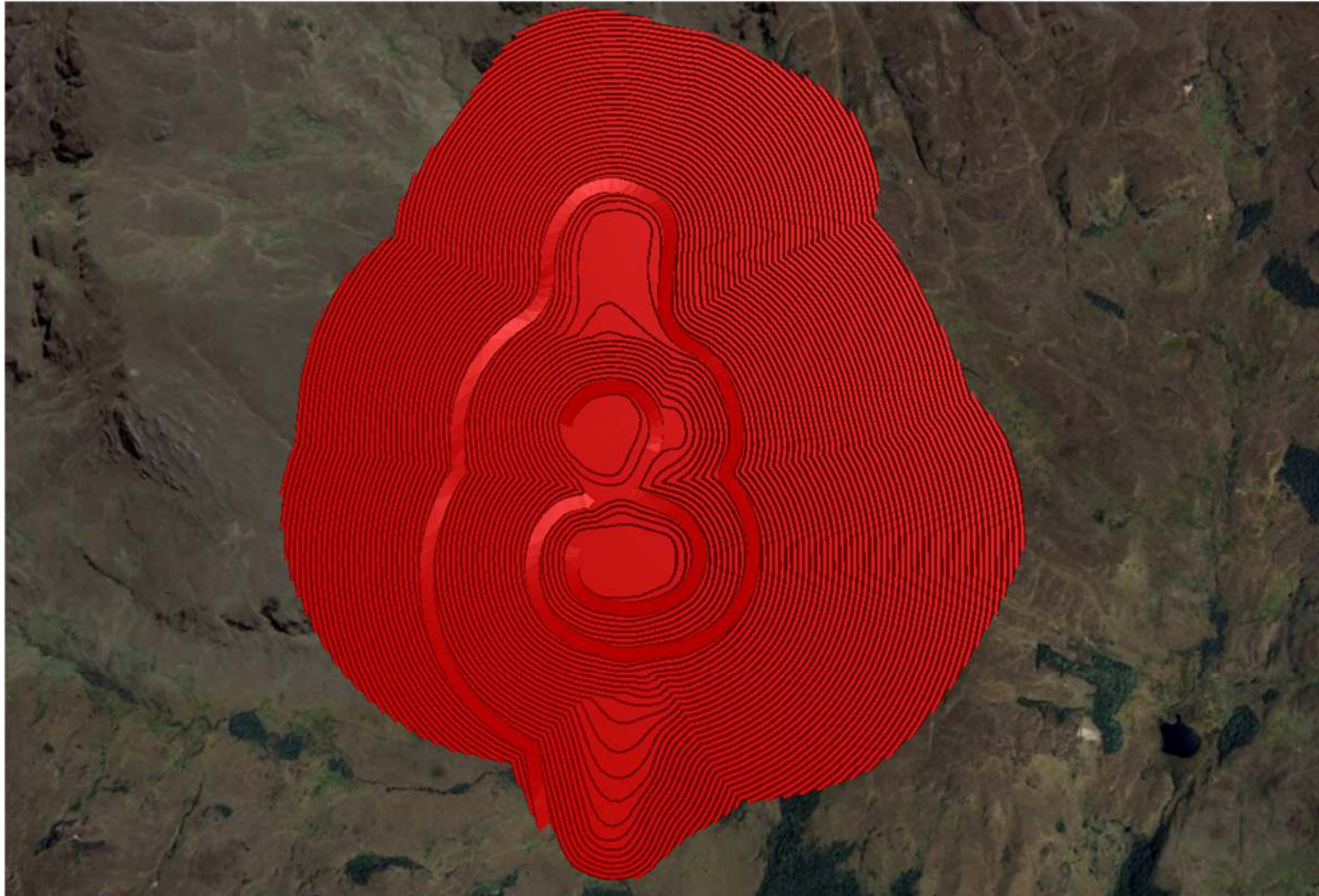
5.3.2 MiningMath

Figura 137. Diseño por fases (1-6), realizado en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 138. Fase final en 2D, realizado en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 139. Fase final en 3D, realizado en RecMin.



Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

Se realizó la comparación y uso de los distintos software mineros, a partir de varios estudios y aplicaciones, a pesar de sus diferencias particulares, presentan varias características comunes que los convierten en indispensables para el diseño, la planificación y la optimización de minas a cielo abierto. Sin embargo, lo que los diferenciaba unos de otros era su eficiencia en el tiempo, la mayor exactitud de los análisis, la posibilidad de integrar datos, la gran flexibilidad de diseño y ahorro de tiempo en procesos.

Para la comparación, se realizó la aplicación de datos en los distintos programas como lo son Studio RM, SGeMS, RecMin, RecMin Pro, MiningMath, para llegar a tener varios escenarios mineros y llegar a escoger el mejor diseño para la explotación.

En todos los ámbitos, desde el modelamiento geológico, la estimación de reservas hasta el modelamiento económico, se pudo observar que los software de Datamine predominaron frente a los otros software. Esto se debe a su compatibilidad con todos los tipos de archivos, así como a su eficiencia y capacidad de optimización. Se podría decir que Datamine fue el que mejores resultados nos dio en términos de precisión y rapidez en estos procesos.

A pesar de lo ya mencionado, los programas como RecMin, RecMin Pro, SGeMS no se quedaron atrás, ya que cada uno de estos programas cumplieron con sus funcionalidades y así también nos ofrecieron varias características valiosas de cada uno como lo son:

RecMin y RecMin Pro: Estos destacaron por su simplicidad de uso a pesar de que RecMin free es un software de 32 bits pudo competir con software comerciales, aun cuando no fue igual de eficiente ni rápido en comparación con los software comerciales, este cumplió con su

objetivo, de igual forma su versión comercial RecMin Pro ya con sus herramientas más avanzadas se puede decir que compite con software como Datamine.

SGeMS: Este destacó por su versatilidad y fácil manejo de información espacial, además de contener un montón de algoritmos útiles en geoestadística. Lo que ayuda a los estudiantes a formarse en estas áreas y poder aplicarlas en programas más avanzados como Datamine.

En los ámbitos de la planificación minera, si llega a existir una notable diferencia, a la hora de poder realizar un secuenciamiento operativo. El avance de los software comerciales en la optimización de minas hace que sea más difícil competir para un ingeniero o una empresa pequeña en la implementación de estas técnicas tan avanzadas, lo que ayuda bastante en esos aspectos es el uso de la programación y combinarlo para poder automatizar tareas.

MiningMath: Es el software más eficiente para procesamiento de datos, con una destacable ventaja en el manejo de millones de datos, permitiendo implementar cientos de simulaciones en de varios metales a un tiempo eficiente. Además de poder llevar a cabo optimizaciones de minas a cielo abierto con las restricciones más exigentes y en los casos más complejos, obteniendo resultados sumamente interesantes. Como punto negativo es el tema, de la dilución, que en estos casos incertidumbre llega a ser más difícil de poder implementar. Además de que aún no se puede realizar la optimización con costos de capital incluidos de manera directa.

Studio NPVS: Destaca por su facilidad de uso y su eficiente tiempo de realización de pits anidados y la manera de configurar aspectos vitales como la recuperación de mineral, dilución y CAPEX en la optimización. Además, presenta una interesante manera de manejar el secuenciamiento y poder minar varios pushbacks en un mismo año. Cumple con todas las

demandas requeridas, además de poder alimentar a la planta de manera constante en diversos casos.

Recomendaciones:

- Se recomienda fomentar a estudiantes, docentes y a la Universidad del Azuay en los convenios con el uso de tecnología con el fin de tener profesionales mejor preparados en los temas presentados en este informe, recordando siempre tener una educación de calidad, y poder mejorar los procesos mineros en el país con el fin de brindar sostenibilidad y sustentabilidad a nuestro entorno.
- Antes de seleccionar herramientas o métodos, hay que definir bien los objetivos y las soluciones específicas del proyecto. Con una capacitación constante en los temas de optimización de minas, ya que están en constante mejora.
- Mantenerse al día de las últimas novedades en tecnología que puedan incrementar la eficacia y la precisión de los procesos mineros. Además de seguir investigando estos temas que demandan mucho estudio, ya que ha costado que lleguen a la industria e incentivar a la academia a adentrarse mucho más en estos temas, sobre todo en nuestro país.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arana Salas, H. R., Zarate Pardo, A. C., Quintanilla, P. A., & Suasnabar, M. M. (2015). *Planeamiento Estratégico para la Compañía Minera Atacocha*.
- Ares, G., César Castañón, F., Álvarez, I. D., Arias, D., & Díaz Buelga, A. (2022). Open Pit Optimization Using the Floating Cone Method: A New Algorithm. *Minerals*, 12(4).
- Bustillo Revuelta, M., & López Jimeno, C. (1997). *Manual de Evaluacion y Diseño de Explotaciones Mineras*.
- Caballero Rondan, M. A. (2010). *Evaluacion de los recursos naturales de la mineeralizacion de oro en el proyecto antaña, Puno*.
- Castillo Delgado, L. M. (2009). *Metódos de Optimización a Minera a Cielo Abierto*.
- Datamine Corporate Limited. (2024). *About the Economic Model*.
- Diaz Viera, M. A. (2002). *GEOESTADISTICA APLICADA*.
- Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Newman, A. (2024). *Help on Minelib*.
- Franco Sepulveda, G., Branch Bedoya, J., & Jaramillo Alvares, P. (2012). Planeamiento de minas a cielo abierto mediante optimizacion estocastica. *Scielo*.
- FREITAS DE CAMARGO, R. (2016). *CAPEX x OPEX: entenda as principais diferenças e saiba o que levar em consideração na hora de escolher*.
- GitHub. (2024). *Geospatial Data Science in R*.
<https://zia207.github.io/geospatial-r-github.io/cokriging.html>
- Hernández Guerra, H. (2018). *CATEGORIZACIÓN DE RECURSOS MINERALES A TRAVÉS DE LA VARIANZA DE ESTIMACIÓN DEL KRIGING SIMPLE*.
- Herrera, C., & Jorge, J. M. (2019). *ESTIMACIÓN DE RESERVAS MINERAS UTILIZANDO SOFTWARE COMERCIAL Y SOFTWARE LIBRE EN LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A. - UNIDAD CERRO DE PASCO*.
<https://apirepositorio.unh.edu.pe/server/api/core/bitstreams/334b99c9-8c5d-4210-b2a4-42578b96061e/content>
- Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). *OPEN PIT MINE PLANNING & DESIGN*.
- John, D. A., Vikre, E. A., Blakely, R. J., Fey, D. L., Rockwell, B., & Mauk, E. D. (2010).

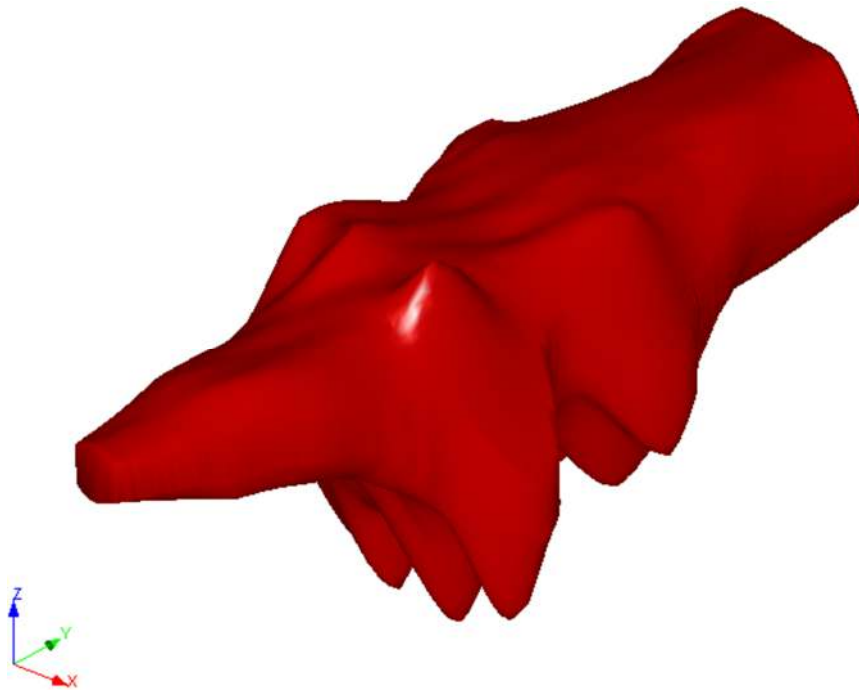
- Descriptive Models for Epithermal Gold-Silver Deposits. *usgs*.
<https://pubs.usgs.gov/sir/2010/5070/q/sir20105070q.pdf>
- Lambert Barrientos, A. E. (2000). *Manual de Sondeos Sistema de Perforación de Pozos Con Corona Diamante*.
- Llorente Campos, J. (2018). *Diseño económico óptimo para la extracción a cielo abierto de una masa mineral fuera del proyecto minero "Las Cruces"*.
- Marinho De Almeida, A. (2013). *Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling*.
- Miguel Albornoz, F. A. (2020). *CÁLCULO DE LA TASA DE PRODUCCIÓN ÓPTIMA EN MINERÍA A CIELO ABIERTO*.
- Nube, minera. (2024). *Optimización de los límites de diseño en minería a cielo abierto - NUBE MINERA*. <https://nubeminera.cl/optimizacion-pit/>
- Ortiz, J. M., & Emery, X. (2004). *Categorización de recursos y reservas mineras*.
<https://www.researchgate.net/publication/311828465>
- Parra, A. (2015). *PLANIFICACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO UTILIZANDO FUNDAMENTOS GEOMECÁNICOS*.
<https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/136447/Planificacion-minera-a-cielo-abierto-utilizando-fundamentos-geomecanicos.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Proaño C. Gaston. (2005). *METODO GEOFÍSICO DE RESISTIVIDAD ELÉCTRICA*.
- Rudeno, V. (2012). *THE MINING VALUATION HANDBOOK* (Vol. 4).
- Simulación secuencial gaussiana | Energy Glossary. (s/f). Recuperado el 15 de mayo de 2024, de https://glossary.slb.com/es/terms/s/sequential_gaussian_simulation

ANEXOS*Anexo 1. Tabla del VAN del diseño final*

VAN Diseño Final		
VAN (M\$)	VAN (M\$)	VAN (M\$)
Caso determinista Studio NPVS	Caso determinista MiningMath	Caso estocástico MiningMath
\$1,137,500,000.00	\$923,180,000.00	\$1,000,999,462.50

Anexo 2. Modelamiento geológico en RecMin.

Anexo 3. Modelamiento geológico en Datamine



Anexo 4. Cálculo de composición en RecMin.

3 Cálculos con Bloques

Inicio | Sondeos | Muestras | Bloques | Datos | Método | Categorías | Cálculos

Sondeo

Grupo de sondeos = Todos

Sector: Zona: Todos

Sección: Selección:

P001	P014	P027	P040	P053	P066	P079	P092
P002	P015	P028	P041	P054	P067	P080	P093
P003	P016	P029	P042	P055	P068	P081	P094
P004	P017	P030	P043	P056	P069	P082	P095
P005	P018	P031	P044	P057	P070	P083	P096
P006	P019	P032	P045	P058	P071	P084	
P007	P020	P033	P046	P059	P072	P085	
P008	P021	P034	P047	P060	P073	P086	
P009	P022	P035	P048	P061	P074	P087	
P010	P023	P036	P049	P062	P075	P088	
P011	P024	P037	P050	P063	P076	P089	
P012	P025	P038	P051	P064	P077	P090	
P013	P026	P039	P052	P065	P078	P091	

d/h

>

>>>

<

<<<

Seleccionados 96

Verificar sondeos

P001	P022	P043	P064	P085
P002	P023	P044	P065	P086
P003	P024	P045	P066	P087
P004	P025	P046	P067	P088
P005	P026	P047	P068	P089
P006	P027	P048	P069	P090
P007	P028	P049	P070	P091
P008	P029	P050	P071	P092
P009	P030	P051	P072	P093
P010	P031	P052	P073	P094
P011	P032	P053	P074	P095
P012	P033	P054	P075	P096
P013	P034	P055	P076	
P014	P035	P056	P077	
P015	P036	P057	P078	
P016	P037	P058	P079	
P017	P038	P059	P080	
P018	P039	P060	P081	
P019	P040	P061	P082	
P020	P041	P062	P083	
P021	P042	P063	P084	

Todas las muestras iguales de tamaño e igual a: 2 metros con un +/- del 5 %

Orden inverso (de final a inicio). Intervalos sin muestra considerar valores = 0 No utilizar intervalos sin análisis

Se completan muestras si lo añadido es <= 25 % o la ley final diluida de Au - (g/t) >= 0.7

Completar con las leyes de la última muestra

<<< Anterior Siguiete >>>

Cerrar

Anexo 5. compositos filtrados por litología, RecMin.

Cálculos con Bloques

Inicio | Sondajes | Muestras | Bloques | Datos | Método | Categorías | Cálculos

Regenerar B.D. de muestras Nombre tabla: CALCBLK Guardar cambios Filtar zonas

Registros = 7254 Ordenar por el campo: Cuitar intervalos sin análisis Filtar litol.

Id	Sondaje	Distancia	Potencia	Litología	Densidad	Desde	Hasta	Este	Norte	Elevación
1	P001	50	3	Massive Sul	0	124.61	126.61	704030.92	9679173.54	3581.97
1	P001	50	3	Massive Sul	0	126.61	128.61	704031.6	9679173.54	3580.05
1	P001	50	3	Massive Sul	0	128.61	130.61	704032.28	9679173.54	3578.21
1	P001	50	3	Massive Sul	0	130.61	132.61	704032.97	9679173.54	3576.33
1	P001	50	3	Massive Sul	0	132.61	134.61	704033.65	9679173.54	3574.45
1	P001	50	3	Massive Sul	0	134.61	136.61	704034.34	9679173.54	3572.57
1	P001	50	3	Massive Sul	0	136.61	138.61	704035.02	9679173.54	3570.65
1	P001	50	3	Massive Sul	0	138.61	140.61	704035.7	9679173.54	3568.81
1	P001	50	3	Massive Sul	0	140.61	142.61	704036.39	9679173.54	3566.93
1	P001	50	3	Massive Sul	0	142.61	144.7	704037.09	9679173.54	3565.01
1	P001	50	3	Massive Sul	0	144.7	146.7	704037.79	9679173.54	3563.05
1	P001	50	3	Massive Sul	0	146.7	148.7	704038.47	9679173.54	3561.21
1	P001	50	3	Massive Sul	0	148.7	150.7	704039.16	9679173.54	3559.33
1	P001	50	3	Massive Sul	0	150.7	152.7	704039.84	9679173.54	3557.45
1	P001	50	3	Massive Sul	0	152.7	154.7	704040.52	9679173.54	3555.57
1	P001	50	3	Massive Sul	0	154.7	156.7	704041.21	9679173.54	3553.65
1	P001	50	3	Massive Sul	0	156.7	158.7	704041.89	9679173.54	3551.81
1	P001	50	3	Massive Sul	0	158.7	160.7	704042.58	9679173.54	3549.93
1	P001	50	3	Massive Sul	0	160.7	162.7	704043.26	9679173.54	3548.05
1	P001	50	3	Massive Sul	0	162.7	164.7	704043.94	9679173.54	3546.17

Filtar litologías: Massive Sulphides

Guardar .txt Guardar GSLIB

<<< Anterior Siguiente >>> Cerrar

Anexo 6. Ingreso parámetros para semivariogramas, SGEMS.

$\gamma(h)$ Au(g/t) vs. Au(g/t)

Input the parameters for variogram computation

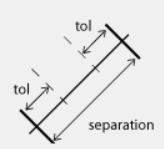
Load Parameters... Save

Lags

Number of lags 15

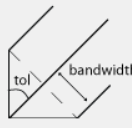
Lag separation 10

Lag tolerance 5



Directions

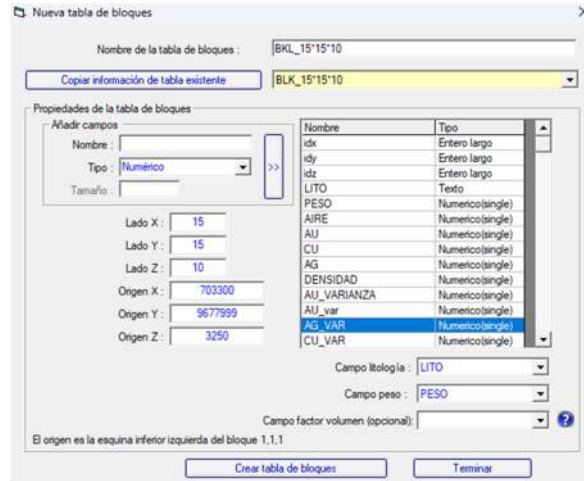
Number of directions 20



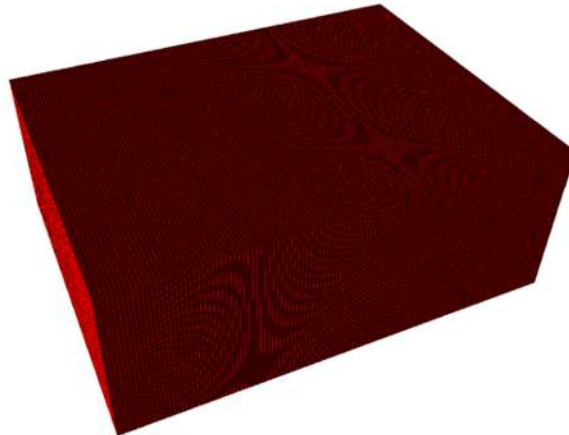
Angles are in degrees.
Use a tolerance $tol > 90$ to indicate an omni-directional variogram

	azimuth	dip	tolerance	bandwidth	measure type	head indic. cutoff	tail indic. cutoff
1		0	0	22.5	50	variogram	
2		0	11.25	22.5	50	variogram	
3		0	22.5	22.5	50	variogram	
4		0	45	22.5	50	variogram	

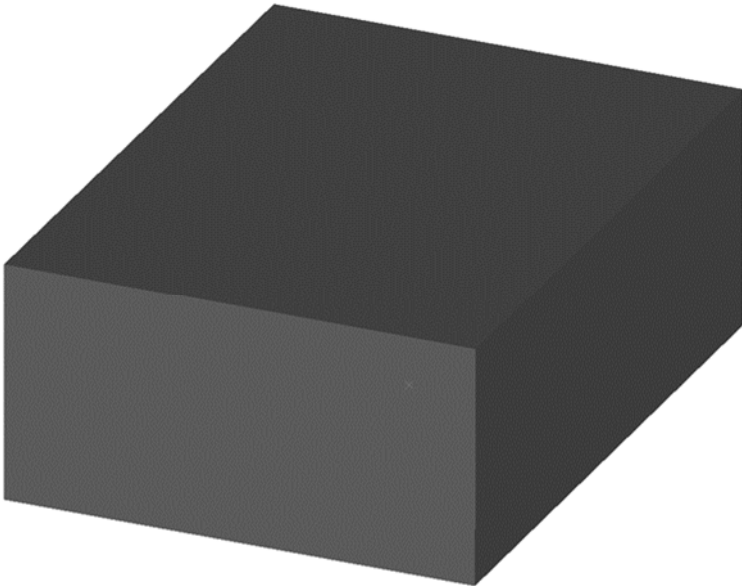
Anexo 7. Ingreso de datos para generar bloques en RecMin.



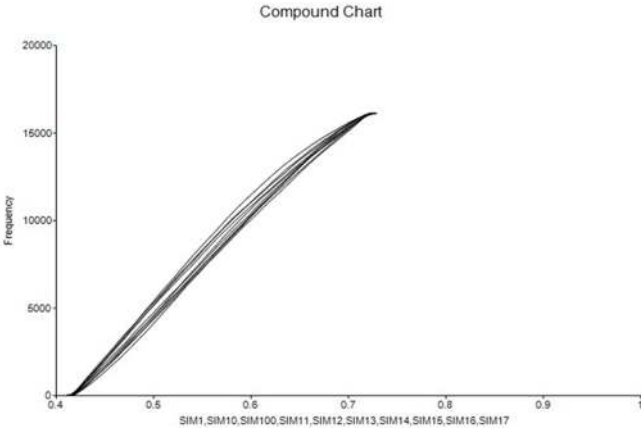
Anexo 8. Bloques en bruto RecMin.



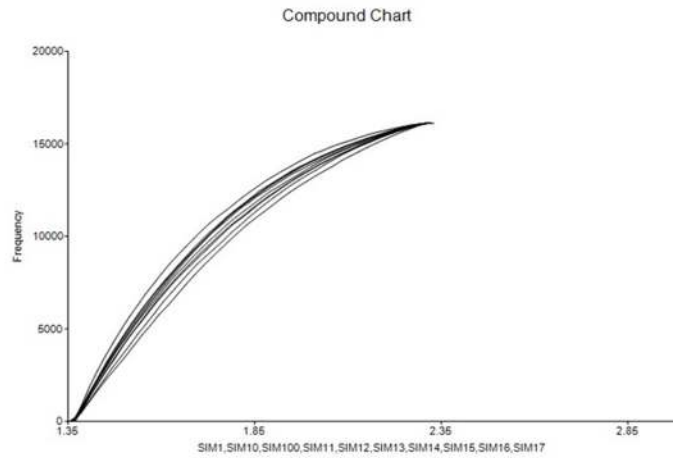
Anexo 9. Sólido en bruto Datamine.



Anexo 10. Histogramas acumulados oro, Datamine.



Anexo 11. Histogramas acumulados Cu en Datamine.



Anexo 12. Cálculo de Cono Flotante, RecMin.

CGRM - Metodo del cono flotante

Tabla del modelo de bloques para el cálculo

blk_categorizados

Leer límites de bloques

		Tamaño	Intervalo
Este	703300	15	1-100
Norte	9677999	15	1-113
Z	3250	10	1-75

General | Costes mina | Costes planta | Ingresos | Conjunto de bloques | Talud

Bloques analizados incluidos : []

Bloques incluidos totales : 26

Bloques incluidos último cálculo : 26

Bloques incluidos última vuelta : []

Nº de recálculos : 207

Nº de bloques del conjunto : 11055

Ley de corte del bloque actual : 1.417

Pt 55 2 15

Z 24/1 g 440

1

Cono guardado, leyendo...

Saltar al siguiente re-cálculo

Saltar al siguiente cálculo

Parar cálculo en el siguiente nivel.

7 - Cota 24 de uno en uno >= ley de corte

00:39:44 - Calculando, esperar... - (0)

res por unidad de ley : 55

F:\Users\Usuario\Desktop\CursoRecmin\Tesis_Final\Preparacion de la data final\Recmin\TEMP1811\SG18blk_Categorizados3_blk_categorizados_30.dat / size = 315331 / COMP blk - - - MAY - 591010E

Iniciar cálculo Cerrar

Anexo 13. Cálculo de cono IV en RecMin Pro.

Form: blks_cono

Bases de datos de bloques:
 blk_categorizados.mdb (F:\Users\Usuario\Documents\RecMin Pro\Proyectos\)

Utilizar factor de volumen (0%):

	Origen	Tamaño	Intervalo
E	700300	15	12-100
N	9677989	15	1-1:3
Z	3250	10	1-55

Costos Mina Costos Planta Ingresos Conjunto de bloques Ángulos de talud **Cálculo**

Guardar resultados
 Guardar el resultado de los cálculos en el campo: Bloques_Pro

Se borran los valores existentes en este campo y se sustituirán por los resultados del cálculo con los valores por unidad de ley utilizados, no utilizar campos con valores que se quieran conservar. El tipo de campo debe de ser acorde con los valores por unidad de ley que se utilizan en el cálculo. Si utilizamos valores por unidad de ley con decimales, el campo no podrá ser del tipo entero.

Conexión a base de datos postgresSQL donde se realizarán los cálculos. Conexión: 0

[85] - 79 - 73 - 67 - 61 - 55 - 53.8 - 52.6 - 51.4 - 50.2 - 49 - 47.8 - 46.6 - 45.4 -

Bloques totales: 467917
 Bloques de mineral: 15016
 Bloques incluidos pit actual: 28850
 Bloques incluidos último cálculo: 395

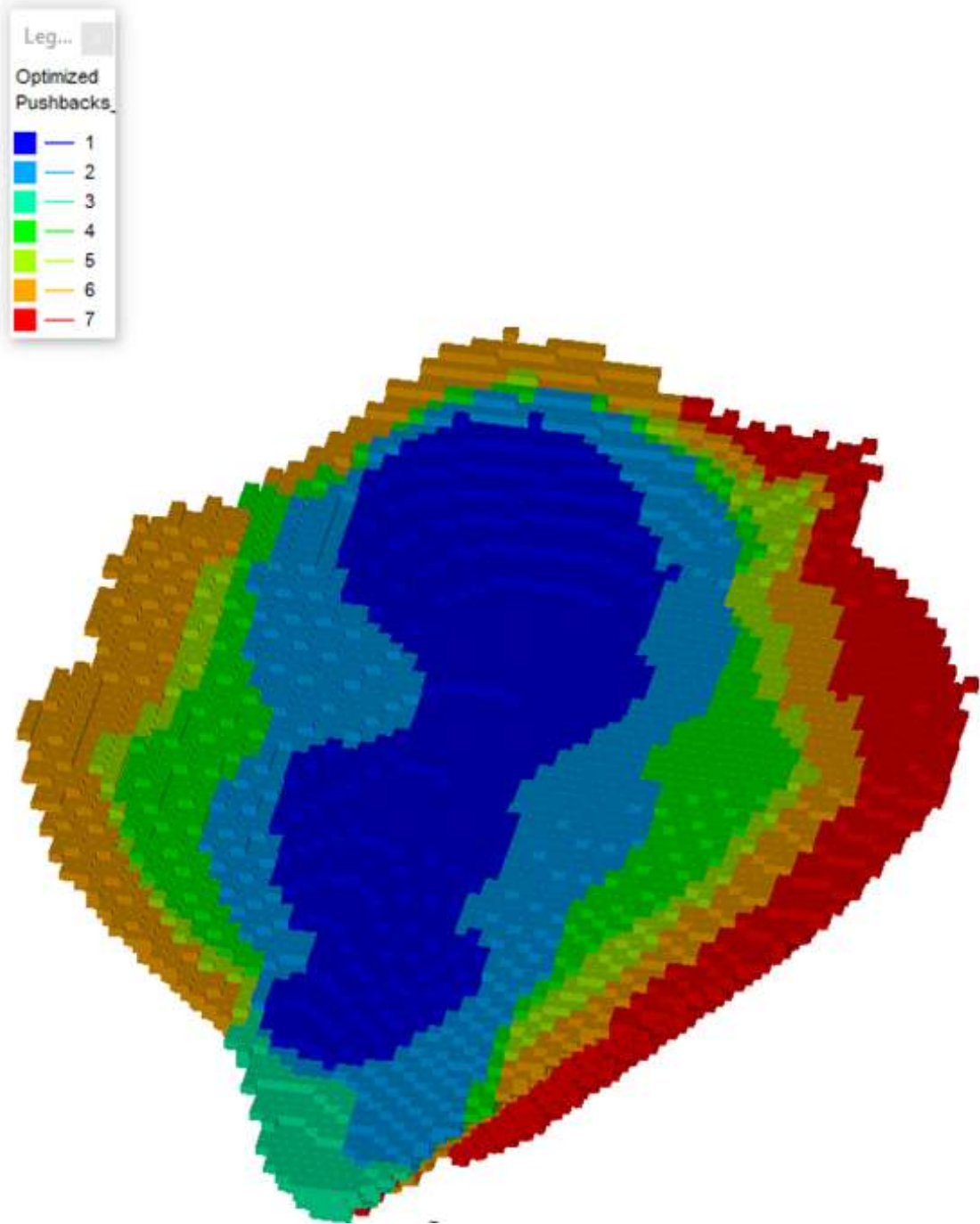
Iniciar cálculo
 Cancelar cálculo

Calcular conos con SQL (solo ángulo constante)
 Económicos - Estudio global (por defecto por niveles)
 No estudiar los no económicos
 No económicos - Detallado por niveles (por defecto global)

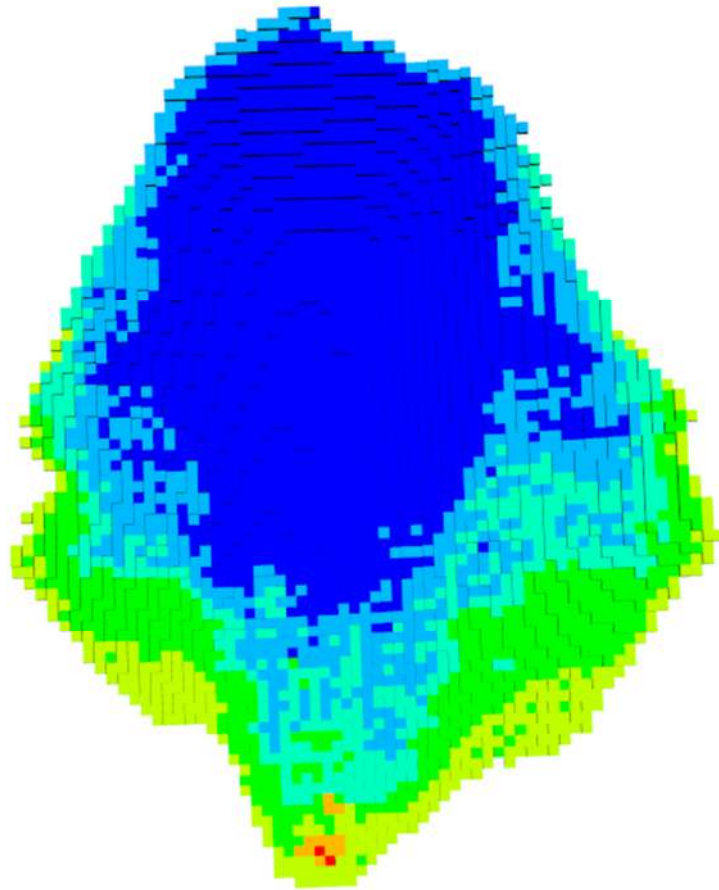
Generando conos, esperar ...: 18527 / 354
 0h 2m 1s

BD = recmicones755

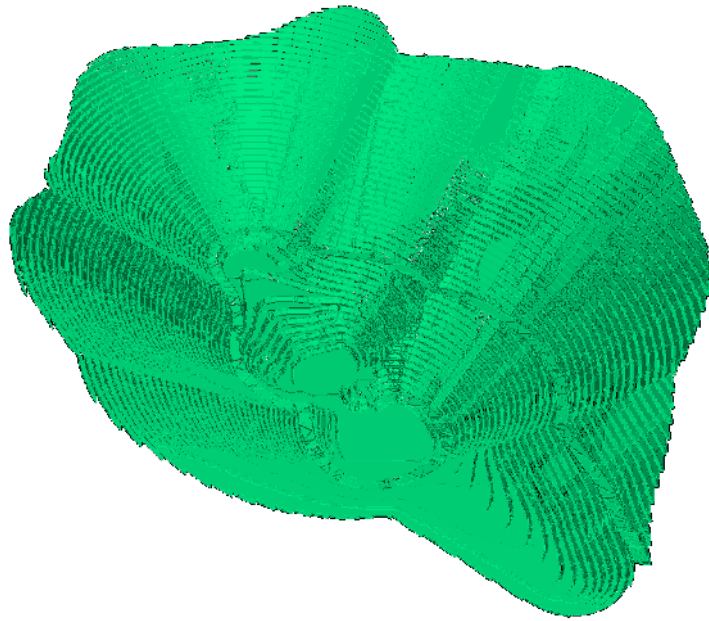
Anexo 14. Pushbacks no operativo, Datamine.



Anexo 15. Pit anidado no operativo MiningMath.



Anexo 16. Diseño del pit de Datamine.



Anexo 17. Diseño del pit de MiningMath.

