



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO INGENIERÍA DE MINAS

**MODELAMIENTO GEOESTADÍSTICO-GEOMETALURGICO DEL
RELAVE TALTAL, PARA RECICLAJE COMO MATERIA PRIMA DE
CLINKER MEDIANTE SIMULACION DE EVENTOS DISCRETOS**

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

OSCAR IGNACIO NARANJO CABELLO

PROFESOR GUÍA

XAVIER EMERY

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

ALEJANDRO CÁCERES SAAVEDRA

BRIAN TOWNLEY CALLEJAS

MOHAMMADALI MALEKITEHRANI

SANTIAGO DE CHILE

2021

Resumen

Las operaciones mineras, los relaves y otros materiales de desecho representan una amenaza significativa para la salud y la seguridad humanas, así como para el medio ambiente. Se requieren estrategias rentables de gestión de relaves para mitigar estos riesgos mediante la remediación del sitio. La investigación sobre los usos potenciales de los relaves desechados se divide entre el procesamiento metalúrgico secundario con fines extractivos y la incorporación a materiales industriales. El trabajo actual se ha adaptado para integrar herramientas geoestadísticas y de simulación de eventos discretos con el fin de evaluar los riesgos operativos potenciales relacionados con la extracción secundaria de relaves para una operación conceptual de producción de cemento. Se presenta un estudio de caso basado en datos de una presa de relaves en Taltal, norte de Chile. Se proporcionan ejemplos de cálculos que demuestran que el marco es una herramienta valiosa para evaluar y mitigar los posibles factores de riesgo en el desarrollo de aplicaciones de minería secundaria.

En primera instancia se realiza una simulación conjunta de 12 elementos de interés económico tanto para la fabricación de cemento (clinker), como de recuperación mineralógica. Una vez determinada la variabilidad geológica del pasivo ambiental y conocer distintos escenarios, es posible generar el plan de extracción mediante simulación de eventos discretos (DES) que ayude a identificar posibles riesgos a la hora de procesarlo.

Como en todo proceso minero productivo, los modos alternativos de operación son fundamentales para el desarrollo de marcos DES eficaces para modelar y monitorear el desempeño del sistema en respuesta a cambios inesperados. En este caso, frente a la alta incertidumbre producto de la baja cantidad de data disponible, se genera la necesidad de cambiar entre modos de operación para asegurar un flujo estable y continuo de material con los requisitos de composición definidos, la cual se rige por la política operativa y se activa cuando se cruzan los umbrales críticos. Para llevar a cabo esta idea, se pretende explotar el relave acumulándolo en 3 pilas de almacenamiento (stockpiles), las cuales están definidas por su composición química y se encuentran separadas en Alto Fe, Bajo Fe y estéril. El modelo DES realizado en este trabajo, simula la acumulación de estas pilas de almacenamiento para todos los escenarios posibles que fueron simulados en el modelamiento geoestadístico previo. Con ello es posible detectar los riesgos o momentos óptimos para cambiar entre los modos de operación definidos, y así, reducir el riesgo de no poder ofrecer una materia prima constante con las condiciones óptimas requeridas para la elaboración de clinker.

Abstract

Discrete event simulation (DES) is a computational tool capable of simulating the interplay of important variables and processes within complex mining systems that are subject to geological uncertainty. Alternate modes of operation are fundamental to the development of effective DES frameworks to model and monitor system performance in response to unexpected changes (e.g., ore feed attributes). The decision to switch between modes is governed by operational policy and is triggered as critical thresholds are crossed. Hundreds of operating days can be simulated to identify potential deficiencies, bottlenecks, or other operational risks. DES is thus useful to support strategic decision-making in the design, development, and sustained operation of any mining system. Based on current mining trends, tailings storage facilities are growing in both size and number, resulting in alarming tailings accumulations worldwide. Coupled with a large number of abandoned legacy mines and artisanal mining operations, tailings and other waste materials pose a significant threat to human health and safety, as well as the environment. Cost-effective tailings management strategies to mitigate these risks through site remediation are required. Research on potential uses for discarded tailings is divided between secondary metallurgical processing for extractive purposes, and incorporation into industrial materials. The current framework has been adapted to integrate geostatistical variability into DES to assess the potential operational risks related to secondary mining of tailings for a conceptual cement production operation. A case study loosely based on data from a tailings dam in Taltal, northern Chile, is presented. Sample calculations are provided that demonstrate the framework as a valuable tool to evaluate and mitigate potential risk factors in the development of tailings retreatment applications.

Agradecimientos

En primer lugar, agradecer a mi madre Ana Luisa Cabello, por apoyarme a lo largo de todo este proceso universitario, estando presente en todo momento, dándome la posibilidad de ser un profesional.

A Xavier Emery, profesor guía, quien siempre con muy buena disposición y amplios conocimientos, respondió todas mis dudas cuantas veces fuera necesario, guiándome durante este proceso, alcanzando los objetivos planteados para este trabajo.

A Alessandro Navarra, quien con su enorme disposición he interés sobre mi trabajo, me aceptó como asistente de investigación en McGill University (Montreal, Canadá), donde finalicé mis estudios siendo una experiencia inolvidable para mi carrera profesional.

A CSIRO Chile quien facilitó los datos con los que se realizó este trabajo.

Finalmente, correspondo el apoyo otorgado por la Agencia Nacional de Investigación y Desarrollo (ANID), que me otorgó la beca pasantías cortas de movilidad estudiantil y de los proyectos ANID PIA AFB180004 (AMTC) y ANID/ FONDECYT / REGULAR / N°1170101.

Por último y no por eso menos importante agradezco a todas esas personas que se cruzaron en mi camino, ayudando a que cada momento resultara más llevadero y gratificante.

Tabla de Contenido

1.	INTRODUCCION	1
1.1	FUNDAMENTOS DE ESTUDIO.....	1
1.2	OBJETIVOS	4
1.2.1	Objetivo principal	4
1.2.2	Objetivos específicos.....	4
1.3	ALCANCE DEL TRABAJO.....	5
1.4	DESAFIOS Y PROBLEMÁTICA.....	6
2.	METODOLOGIA	7
3.	ESTADO DEL ARTE	8
3.1	FABRICACION DE CEMENTO (CLINKER)	8
3.2	USOS ALTERNATIVOS DE RELAVES	12
3.3	RELAVES COMO MATERIA PRIMA DE CLINKER.....	13
3.4	ANALISIS ECONOMICO APLICADO (CEMENTOS MELON SA.)	16
3.5	SIMULACION GEOESTADISTICA	20
3.5.1	Fundamentos.....	20
3.5.2	Modelo multi-Gaussiano	20
3.5.3	Anamorfosis Gaussiana.....	21
3.5.4	Algoritmo de bandas rotantes.....	22
3.5.5	Simulación multivariable	23
3.6	Simulación de eventos discretos (DES)	24
4.	RESULTADOS.....	27
4.1	ANALISIS DESCRIPTIVO DE DATOS	27
4.2	ANAMORFOSIS GAUSSIANA.....	29
4.3	VARIOGRAFIA MULTIVARIABLE	31
4.4	SIMULACION MULTIVARIABLE.....	35
4.5	RESULTADOS SIMULACION MULTIVARIABLE	36
4.6	DEFINICION PARAMETROS DES	41
4.7	DES VARIANDO TOTAL OBJETIVO DE STOCKPILES	45
4.8	DES FINAL VARIANDO EL NIVEL MINERAL OBJETIVO.....	50

4.9	RESULTADOS SIMULACION DE EVENTOS DISCRETOS (DES)	51
5.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	53
6.	BIBLIOGRAFIA	55

Tabla de Figuras

Figura 3.1 Flow chart típica para la fabricación de cemento Portland.....	11
Figura 3.2 Datos condicionantes y cinco realizaciones condicionales de una misma función aleatoria.....	21
Figura 3.3 Histograma acumulado experimental y función de distribución Gaussiana estándar.....	22
Figura 3.4 Direcciones equidistribuidas en la esfera del espacio tridimensional para bandas rotantes.....	23
Figura 4.1 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Ca.....	28
Figura 4.2 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Cu.....	28
Figura 4.3 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Fe.....	29
Figura 4.4 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Si.....	29
Figura 4.5 Transformación a variables Gaussianas para Ca, Cu, Fe, Si.....	30
Figura 4.6 Variograma experimental directo Fe.....	31
Figura 4.7 Variograma experimental directo Si.....	32
Figura 4.8 Variogramas directos y cruzados Cu-Ca, dirección omnihorizontal.....	32
Figura 4.9 Variogramas experimentales directos y cruzados Cu-Ca, dirección vertical.....	33
Figura 4.10 Variograma modelado directo horizontal, para Si y Fe.....	34
Figura 4.11 Variograma modelado directo y cruzado horizontal, para Ca y Cu.....	34
Figura 4.12 Vista isométrica relave a modelar.....	36
Figura 4.13 Media local Fe (promedio de 100 realizaciones).....	37
Figura 4.14 Varianza local Fe (varianza de 100 realizaciones).....	37
Figura 4.15 Probabilidad de que Fe sea mayor que 5%.....	38
Figura 4.16 Media local Ca (promedio de 100 realizaciones).....	38
Figura 4.17 Varianza local Ca (varianza de 100 realizaciones).....	39
Figura 4.18 Media local Cu (promedio de 100 realizaciones).....	39
Figura 4.19 Varianza local Cu (varianza de 100 realizaciones).....	40
Figura 4.20 Medial local Si (promedio de 100 realizaciones).....	40
Figura 4.21 Varianza local Si (varianza de 100 realizaciones).....	41
Figura 4.22 DES sobre relave Taltal para escenario 1 (nivel crítico de mineral simple).....	47
Figura 4.23 DES sobre relave Taltal para escenario 3 (nivel crítico de mineral x2).....	48
Figura 4.24 DES de relaves de Taltal aplicando reducciones de la tasa de extracción de 25%.....	49
Figura 4.25 DES de relaves de Taltal aplicando reducciones de la tasa de extracción de 75%.....	49
Figura 4.26 Distribución modos operativos promediados modelo simple (Izquierda) y configuración mejorada (Derecha).....	51

Tabla de tablas

Tabla 3.1 Composición química porcentual para muestra de cemento portland SRM 1880 y 1881, norma ASTM C150 (EE. UU.).....	9
Tabla 3.2 Fases mineralógicas artificiales del clinker	12
Tabla 3.3 Relaves categorizados seleccionados Melón SA	16
Tabla 3.4 Resumen de beneficio para distintos relaves.....	18
Tabla 3.5 Relaves seleccionados para clinker Melón.....	18
Tabla 4.1 Estadísticas básicas en variables de estudio (72 datos compositados)	27
Tabla 4.2 Correlaciones entre variables.....	28
Tabla 4.3 Parámetros modelamiento colas	30
Tabla 4.4 Parámetros de 2 direcciones para variografía experimental	31
Tabla 4.5 Parámetros grilla de simulación	35
Tabla 4.6 Parámetros para modos de operación Ay B.....	42
Tabla 4.7 Resumen de parámetros de tiempo por segmento	45
Tabla 4.8 Tiempos en cada modo, para 5 escenarios variando el mineral crítico 2.....	46
Tabla 4.9 Tiempos en cada modo, para 3 escenarios variando nivel total objetivo de stockpiles	50

1. INTRODUCCION

1.1 FUNDAMENTOS DE ESTUDIO

El sector minero en Chile corresponde a uno de los tres sectores económicos más importantes del país, junto con la industria manufacturera y los servicios financieros y empresariales. Dicha importancia se hace evidente al ver la cifra de participación en el producto interno bruto del país, que según datos de COCHILCO, en 2018 alcanzó el 9.8% de participación del total en dicho año [*]. El principal producto de venta y exportación corresponde al cobre, como cátodos o concentrado. No obstante, otras especies/elementos minerales son explotados en territorio nacional: menas de oro, plata y molibdeno se suman a las de cobre, junto con la futura potencial explotación de sales de litio de los salares del norte.

El aumento de la extracción y producción de minerales es constante, cuando el mercado y el precio lo permiten por supuesto, con ello también aumenta la cantidad de desechos producidos, la cual no es menor. Cabe recordar que las leyes asociadas a la gran minería hoy por hoy no superan el 2% (cobre) por lo que para obtener 2 toneladas de concentrado/mineral es necesario remover 100 toneladas de material que de una u otra manera terminará siendo desechado como pasivo ambiental. Los desechos provenientes de procesos de concentración metalúrgica en húmedo son denominados colas o relaves, los cuales, luego de pasar por procesos de espesamiento y recuperación de agua (opcional), son desechados y dispuestos en tranques de relaves.

Definidos por ley en el decreto supremo número 248, los tranques de relave se definen como, ***“toda obra estructurada en forma segura para contener los relaves provenientes de una planta de concentración húmeda de especies minerales. Además, contempla sus obras anexas. Su función principal es la de servir como depósito, generalmente, definitivo de los materiales sólidos provenientes del relave transportado desde la planta, permitiendo así la recuperación en gran medida del agua que transporta dichos sólidos”***.

Su composición dependerá única y exclusivamente del mineral de mena y el proceso del cual provengan, esto es importante ya que con el aumento en la producción de desechos/relaves queda a la discusión la peligrosidad composicional de estos, tanto geomecánicamente como químicamente. Haciendo hincapié en este último, especies peligrosas asociadas a los principales minerales producidos en el país han sido tema de contingencia en los recientes años. Contaminaciones con metales pesados en efluentes de agua de uso tanto agrícola como de uso común han sido frecuentes en el norte de

Chile. A la producción de cobre se le asocian, generalmente, especies peligrosas y contaminantes tales como: ácido sulfúrico y arsénico, este último presente en tranques de relave; de la misma forma son desechados elementos como el mercurio y el cianuro, asociados a la producción de plata y oro.

En 2006 el Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN) inició un catastro de relaves en el territorio nacional y hasta el año 2018 se registraron 740 relaves, correspondiente a 23 billones de toneladas, los cuales fueron clasificados en tres categorías: activos (14%), inactivos (63%), abandonados (23%), a su vez estos 101 relaves activos representan la generación de 530 millones de toneladas anuales. Dicho esto, es esencial para el desarrollo responsable y sustentable de la actividad minera una solución a la gran cantidad de relaves existentes en desuso (alrededor de 600), ya que, como se mencionó anteriormente, representan una constante amenaza a poblaciones aledañas y al medio ambiente.

Muchos son los casos de daños a la salud por efecto de metales pesados y material particulado proveniente de relaves aledaños a poblaciones en el norte de Chile. En particular: el estudio "Evaluación de los efectos agudos por exposición continua a material particulado proveniente de relaves mineros sobre la salud respiratoria de escolares de la ciudad de Chañaral" llevado a cabo por Dante Cáceres, profesor a cargo de la escuela de Salud Pública (ESP), entre 2011 y 2014 midió la contaminación del aire en colegios y residencias de niños y jóvenes entre 6 y 15 años. Los resultados de dicho estudio arrojaron relación entre los niveles de material particulado fino (MP2.5) presentes en microambientes (tales como: salas, patios, oficinas) y cambios en la función pulmonar de los escolares, esto en distintas estaciones. En cuanto a la composición del material particulado, los profesionales que conforman el grupo de investigación la describen como mezclas de elementos presentes en la corteza terrestre y otros que configuran fuentes de actividades industriales, comúnmente encontrados en desechos mineros. La medición de polvos sedimentados en recintos escolares presentó elevados niveles de cobre, zinc, arsénico y plomo; el primero de ellos superando los estándares internacionales. La presencia de estos metales, indica el grupo de profesionales, puede provocar efectos perjudiciales a la salud de la población, sobre todo, y en mayor medida, a los niños y jóvenes en edad de desarrollo a largo plazo una razón más para generar soluciones en el tratamiento de estos pasivos ambientales.

Un nuevo caso para analizar es el de Taltal, localidad costera situada al sur de la región de Antofagasta, norte grande de Chile. La existencia de dos estructuras de acopio de relaves: SOTRAMIN y Playa Atacama generan preocupación, debido a su cercanía al mar ambos relaves presentan una alta tasa de erosión de sus componentes, por lo que la población adyacente se puede ver afectada por el potencial arrastre de material particulado fino, tal como en el caso anterior, hacia el centro de desarrollo urbano de Taltal.

En consecuencia, la Universidad de Atacama en colaboración con la municipalidad de Taltal y el centro australiano de investigación CSIRO han decidido buscar posibles soluciones para la reducción/mitigación de los contaminantes en el ambiente y así asegurar un medio saludable para la población. A grandes rasgos existen principalmente dos métodos: por un lado, la llamada biorremediación de suelos, que sugiere la utilización de plantas y/o microorganismos bio acumuladores para la extracción los elementos contaminantes, sin embargo, se encuentra poco estudiada y los plazos de remediación existentes son muy largos. Por otro lado, existe la recuperación de los metales remanentes del relave (Cu, Au, Mo, tierras raras, etc.), lo que permitiría costear el transporte del pasivo ambiental a una zona segura donde no afecte ni a la población ni a cuerpos de agua dulce, tanto superfluos como subterráneos, cercanos.

Debido a la compleja composición química de estos relaves y a la falta de estudios asociados, ninguna de las metodologías resulta factible para este caso específico, por lo que encontrar otra forma de manejarlos se ha vuelto urgentemente necesaria.

El trabajo que se presenta a continuación, y que se contextualiza en un estudio de tesis para alcanzar el grado de Magister en Minería, desarrolla una nueva tecnología o metodología innovadora en conjunto con la Universidad de Atacama y el centro de investigación CSIRO Chile, que propone generar un plan sustentable económicamente que recicle el relave de Taltal, es decir, no transportarlo a una zona segura y que el pasivo siga existente, si no, reciclar la totalidad o la mayor parte del relave como materia prima de clinker, es decir, como materia prima para la elaboración de cemento.

Este trabajo de tesis entonces pretende utilizar el relave de Taltal como materia prima para clinker, pero también, rescatando conjuntamente la metodología de recuperación de los metales remanentes, como un apoyo económico que permite la sustentabilidad de este proyecto.

Para optimizar la metodología propuesta en este trabajo se utilizarán distintas técnicas geoestadísticas, como son los métodos multivariantes y de simulaciones, que permitirán modelar geoquímica y geo-metalúrgicamente las variables de intereses para este proyecto. De esta forma conociendo la distribución espacial y concentración de los elementos de interés, es posible determinar un buen plan minero que considere toda la información existente, lo cual permitirá alcanzar los objetivos planteados.

1.2 OBJETIVOS

Frente a la problemática existente, y con hipótesis de generar una metodología que sea sustentable económicamente, incorporando tanto la recuperación de metales como el uso del relave como materia prima de clinker, se proponen los siguientes objetivos principales y específicos.

1.2.1 Objetivo principal

Se define como objetivo principal modelar global y localmente las leyes de elementos de interés en el relave de Taltal y determinar factores de riesgo y viabilidad del reciclaje como materia prima de clinker.

1.2.2 Objetivos específicos

Se definen los siguientes objetivos específicos, que tienen como finalidad, servir como guía, para alcanzar el objetivo principal propuesto para este trabajo de tesis:

- Modelamiento geoestadístico y simulación multivariable de leyes de interés.
- Simulación de eventos discretos (DES), frente a dos modos de operación que garanticen la utilización del pasivo.

1.3 ALCANCE DEL TRABAJO

Para lograr los objetivos propuestos, es necesario dejar en claro los límites en cuanto a información que se utilizará, como también su delimitación espacial y profundización sobre el tema en estudio.

El relave de Taltal se ubica en el límite norte de la ciudad de Taltal, Región de Antofagasta, perteneciente a ENAMI (el Estado es dueño del relave), y tiene una extensión de $140 \times 70 \times 4 \text{ m}^3$.

CSIRO en conjunto con la Universidad de Atacama (UDA) y recursos estatales, realizaron una campaña de sondajes el año 2016, el cual consta de 24 sondajes de 4 m de largo cada uno, con 3 compósitos por sondaje de 1.3 m de largo aproximadamente, lo que implica un total de 72 muestras. Cada compósito fue analizado mediante difracción de rayos X (XRD) y fluorescencia de rayos X (XRF), por lo que se tiene la composición de los elementos mayoritarios, minoritarios y trazas.

Con toda la información recopilada de esta campaña, se elaboró una base de datos consistente con los estudios realizados. Esta base de datos perteneciente a CSIRO y la UDA, es entregada al autor de este trabajo, y será sobre ésta en la que se trabajará y alcanzarán los objetivos planteados.

En cuanto al plan minero de reciclaje, se entablan relaciones con la empresa cementera INACESA (Cementos Bio-bio SA.), ubicada en la ciudad de Antofagasta a 180 km del relave SOTRAMIN, para generar un correcto uso del relave como materia prima de su clinker en específico.

En cuanto a los alcances técnicos, en la parte de modelamiento geoestadístico, se ocupará el método de bandas rotantes para realizar la simulación multivariable de los elementos de interés para este trabajo. Los elementos que se consideran para este modelamiento son Al, As, Ca, Cu, Fe, K, Mg, Na, Pb, Hg, Au, Si.

Se utilizará la simulación de eventos discretos (DES) para encontrar un plan que garantice la utilización del pasivo frente a distintos modos de operación (A y B),

Para realizar los modelamientos descritos se utilizan los softwares de Vulcan, Andes, GNU-Octave, GSLIB, SGEMS, Arena entre otros.

1.4 DESAFIOS Y PROBLEMÁTICA

Este trabajo que opta para alcanzar el grado de magister en Minería, presenta las siguientes características, tanto en innovación como en aporte a la ciencia y en desafío científico, que validan que este trabajo y su complejidad alcanza el nivel que exige el grado académico al cual se opta.

- Como innovación, este trabajo pretende incorporar una nueva metodología que recicla la total o mayor parte del relave, esto no existe en la actualidad.
- Aporta a la sustentabilidad del ciclo minero, otorgando un reciclaje para su mayor desecho, incorporando a la minería no metálica reduciendo sus costos.
- Genera modelos de leyes sobre cuerpos complejos de modelar, utilizando herramientas matemáticas o geoestadísticas de alta calidad.
- La continuidad espacial de relave es una problemática existente, presentando un desafío al momento de modelar estos pasivos ambientales.
- Se tiene poca dimensión en la vertical (4m), dificultando la estimación del cuerpo en esta dirección.
- Se tienen pocos datos para una utilización óptima de las herramientas geoestadísticas propuestas, sin embargo, hay muchas variables, siendo necesario incorporar el aspecto multivariable dentro del estudio.
- La gran incertidumbre en los modelos geológicos generará un desafío a la hora de encontrar una planificación del reciclaje, tanto para la extracción de los metales como para el uso del pasivo como materia prima de Clinker.
- Combinar la simulación de eventos discretos con la variable de incertidumbre propia de la simulación geoestadística.
- Realizar este modelo DES, frente a dos modos de operación y dos stockpiles.

2. METODOLOGIA

Para alcanzar el primer objetivo específico planteado, el cual refiere al modelamiento espacial de las variables de interés (modelo estocástico), se realiza una simulación multivariable utilizando los softwares mencionados anteriormente sobre la base de datos otorgado por CSIRO, siguiendo la siguiente metodología:

1. Análisis estadístico y descriptivo de datos
2. Transformación gaussiana
 - a. Transformación de datos de muestreo
 - b. Modelamiento de colas de las transformaciones
3. Creación de grilla o modelo de bloques
4. Análisis variográfico multivariable
 - a. Variogramas experimentales
 - b. Variogramas modelados
5. Simulación multivariable
6. Procesado de los resultados.

Posteriormente, se realiza un modelo predictivo sobre la explotación por parcelas para el modelo encontrado, generando dos stockpiles y una tercera de desecho, como alimentadoras de materia prima a la industria de clinker. Este plan o modelo se realizará utilizando la simulación de eventos discretos con el fin de disminuir la incertidumbre, el cual contiene las siguientes etapas:

1. Definición de parámetros fundamentales
2. Elaboración de 5 escenarios con igual total objetivo de stockpiles, pero variado nivel de mineral objetivo
3. Para el mejor escenario anterior, se generan 3 escenarios con 100 réplicas cada uno, variando ahora el total objetivo de stockpiles.

3. ESTADO DEL ARTE

3.1 FABRICACION DE CEMENTO (CLINKER)

El cemento es un aglomerante hidráulico, el cual, a diferencia de otros aglomerantes, posee la propiedad de endurecer en el aire y bajo el agua, debido a las reacciones químicas que se producen entre el agua, los silicatos y los aluminatos de calcio, presentes en el cemento. El cemento, al reaccionar con el agua, presenta un tiempo de fraguado (o curado), acompañado de calor hidráulico y un aumento de volumen. También, mientras más finos sean sus granos, más rápidamente se obtienen elevadas resistencias mecánicas. El cemento tipo portland es el más común y está formado principalmente por clinker y un porcentaje de yeso.

El extenso proceso comienza en las canteras con la extracción tanto de materiales duros (calizas y pizarras) como de materiales blandos (arcillas). Dichos materiales pasan luego a una primera fase de conminución/trituración con el fin de obtener una granulometría adecuada para las futuras etapas. Luego de reducido es trasladado mediante camiones o correas transportadoras a una fase de pre-homogeneización donde se clasifica y ordena en capas para seleccionarlas posteriormente de manera controlada, dosificando las distintas composiciones existentes.

Los elementos principales que debe contener la mezcla o crudo son el Óxido de Calcio (CaO), el Dióxido de Silicio (SiO_2), el Óxido de Aluminio (Al_2O_3), y el Óxido de Hierro (Fe_2O_3), los cuales tienen que estar relacionados entre sí en proporciones preestablecidas, tal como una receta, con el objeto de dar determinadas características al futuro producto final. Estos pueden provenir de diferentes minerales, por ejemplo, las calizas que aportan el CaO están fundamentalmente compuestas por carbonato de calcio y óxido de silicio, teniendo niveles muy bajos de carbonato de magnesio, alúmina y óxido de hierro. Las arcillas, escoria de los altos hornos y las cenizas volantes (calcáreas y silíceas) aportan SiO_2 y el Al_2O_3 . El aporte de hierro en forma de Fe_2O_3 , está a cargo de los esquistos calcinados, los materiales puzolánicos y las cenizas volantes mayoritariamente.

Podemos expresar al clinker como la composición en conjunto de los distintos tipos de óxidos, mencionados anteriormente. Estos óxidos que se presentan en la Tabla 3.1, donde se indica su composición porcentual para la fabricación de clinker para cemento Portland según el organismo estadounidense National Bureau Standards (NBS) en conjunto con el departamento de comercio del mismo país, definidas en la normativa ASTM C150 del documento "Portland Cement Chemical composition standards".

Tabla 3.1 Composición química porcentual para muestra de cemento portland SRM 1880 y 1881, norma ASTM C150 (EE. UU.)

Constituyente	1880 (%)	1881 (%)
CaO	63.14	58.67
SiO ₂	19.82	22.25
Al ₂ O ₃	5.03	4.06
Fe ₂ O ₃	2.91	4.68
SO ₃	3.37	3.65
MgO	2.69	2.63
K ₂ O	0.91	1.17
TiO ₂	0.20	0.25
Otros	0.63	0.61
Perdidas por calcinación	1.30	2.03
Total	100%	100%

Para lograr los equilibrios químicos deseados de cada componente principal del cemento, es necesario mezclar todas las materias primas en proporciones específicas, que permitan generar las concentraciones requeridas de cada elemento químico cumpliendo todas las restricciones requeridas, ya sean de contaminantes, o módulos de las razones entre ciertos elementos químicos perjudiciales para la fabricación del Clinker. Para esto se utilizan modelos químicos propios de cada cementera, que garantizan obtener, dependiendo de la composición química de cada materia primaria, una dosificación adecuada para cumplir todas las condiciones de composiciones químicas requeridas para un crudo, para así producir el clinker y un posterior cemento de buena calidad.

El proceso continúa con la ayuda de molinos verticales donde el material ingresa a una nueva fase de molienda, en la cual, mediante rodillos se asegura un tamaño óptimo para favorecer su futura cocción.

Previo a su ingreso al horno, la harina o crudo es precalentado a medida que desciende por la torre que conecta con el horno, así los gases calientes que ascienden calientan el crudo hasta una temperatura no menor de 1000°C. Luego de esto el material ingresa al horno, que gracias a su llama de elevada temperatura (2000°C) genera el proceso de formación de clinker o clinkerización.

El proceso de formación de clinkerización implica varias etapas dentro del horno en las que el material crudo va sufriendo transformaciones muy importantes que permiten la obtención de un producto con las propiedades deseadas. Cuando el calcio reacciona con la sílice, se forman compuestos con propiedades hidráulicas, llamados silicatos cálcicos, cuya composición final depende de las condiciones de reacción.

Para que esta transformación ocurra, por fusión parcial de la mezcla, se requieren temperaturas muy elevadas ($\approx 1900^{\circ}\text{C}$). Por este motivo, se utilizan materiales correctores o fundentes como el Magnesio, que permiten que la fusión ocurra a temperaturas menores. Así, cuando se alcanzan temperaturas superiores a 1250°C comienza a producirse la fusión parcial de la mezcla que permite la reacción del calcio con la sílice, la alúmina y el óxido férrico, para formar los minerales o fases del clinker.

Una vez formado es ingresado a enfriadores, los cuales mediante inyección de aire frío permiten la reducción de temperatura de la mezcla desde los 1400°C hasta unos 100°C aproximadamente. El aire caliente residual puede volver a ser inyectado a la fase de precalentamiento a modo de mejorar la eficiencia del proceso.

Finalmente, en el enfriado el clinker es mezclado con yeso dentro de un último proceso de molienda en molinos de bolas o rodillos, generando un producto final fino y homogéneo, el cual será empaquetado y vendido como cemento. La Figura 3.1 presenta un esquema general de los procesos involucrados en la elaboración de clinker.

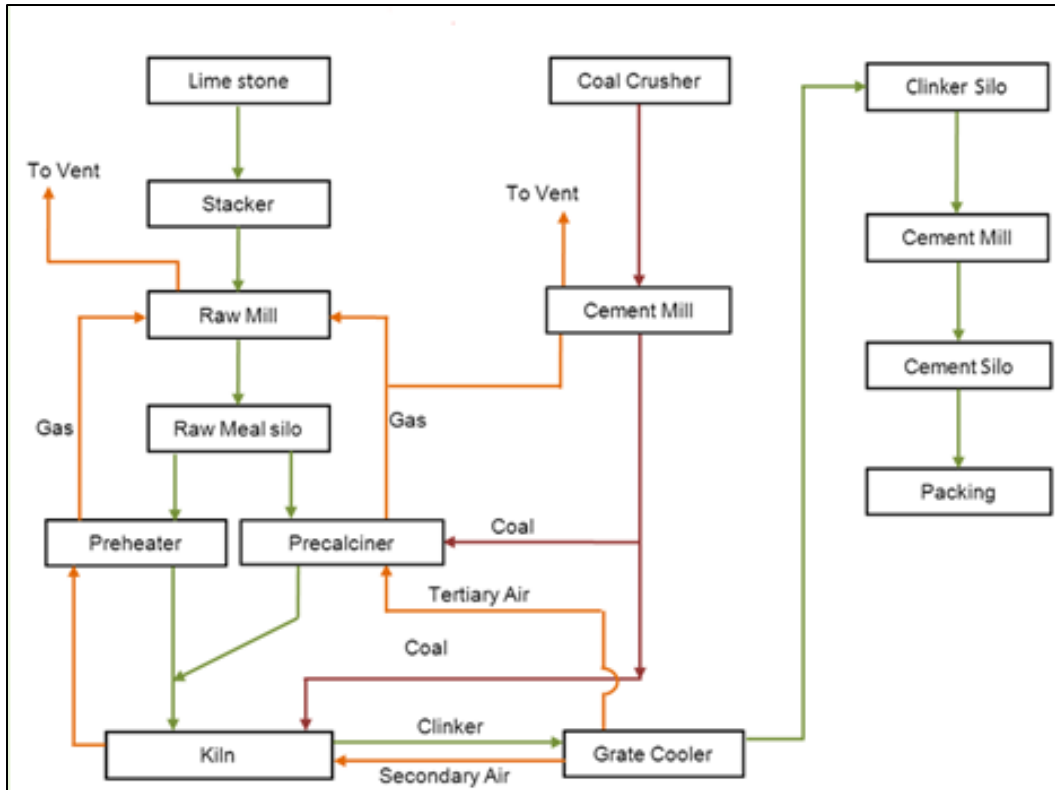


Figura 3.1 Flow chart típica para la fabricación de cemento Portland

El principal conjunto de reacciones de los óxidos que dan origen al clinker, las cuales se denominan reacciones de sinterización o clinkerización, son:

- $2C + S \rightarrow C_2S$ Bellita (Silicato dicálcico)
- $C_2S + C \rightarrow C_3S$ Alita (Silicato tricálcico)
- $4C + F + A \rightarrow C_4AF$ Ferroaluminatotrecálcico
- $3C + A \rightarrow C_3A$ Aluminato tricálcico

donde las abreviaciones de los principales óxidos para la producción de clinker corresponden a:

- Oxido de calcio: CaO , calcio. Se representa con "C".
- Oxido de silicio: SiO_2 , sílice. Se representa con "S".
- Oxido de aluminio: Al_2O_3 , alúmina. Se representa con "A".
- Óxido de hierro: Fe_2O_3 . Se representa con "F"

La belita, alita, ferroaluminatotetracálcico, aluminato tricálcico y el sulfato de calcio serían las principales fases solidas que componen el clinker. Las proporciones de cada

uno de estos componentes se presentan en la Tabla 3.2, donde el 6-7% faltante corresponde a los componentes minoritarios.

Tabla 3.2 Fases mineralógicas artificiales del clinker

Nombre	Formula	Formula de óxidos	Porcentaje
Silicato dicalcico	Ca_2SiO_4	$SiO_2 \cdot 2CaO$	32 %
Silicato tricalcico	Ca_3SiO_5	$SiO_2 \cdot 3CaO$	40 %
Aluminato tricalcico	$Ca_3Al_2O_6$	$Al_2O_3 \cdot 3CaO$	10 %
Ferroaluminato tetracalcico	$Ca_4Al_2Fe_2O_{10}$	$Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3 \cdot 4CaO$	9 %
Sulfato de calcio	$CaSO_4$	-	2-3%

3.2 USOS ALTERNATIVOS DE RELAVES

Si bien es una idea relativamente nueva, el reciclaje de relaves es bastante frecuente en muchos sectores económicos, principalmente en el de construcción.

Muchos estudios e investigaciones se han enfocado en darle nuevos usos a estos pasivos ambientales mineros (PAM). En términos de energía, Codelco en 2016, adjudicó al consorcio chileno KDM-INEER la licitación para la construcción de una pequeña central hidroeléctrica en la división El Teniente, región de O'Higgins. El proyecto busca aprovechar el flujo del relave del sistema de cascada responsable del transporte de estos desde la planta concentradora hasta el tranque ubicado a 84 km. Se espera que la denominada "minicentral" aporte al sistema interconectado central (SIC) alrededor de 20.000 MWh/año (Revista Minería Chilena, enero 2016).

En cuanto a su uso en construcción los estudios son variados: Generación de agregados de construcción como ladrillos y baldosas, o como relleno hidráulico en labores subterráneas son descritos por Romero y Flores (2010 y 2012 respectivamente). Onuagoluchi et al. (2012) a su vez, proponen un uso de relaves provenientes de menas de cobre como aditivos en morteros de cemento presentando mejoras en cuanto a resistencia a la compresión y abrasión.

La generación de morteros a partir de relaves ha sido por Ames et al. (2015), produciendo un nuevo producto que ofrece mejoras tanto de soporte de estructuras en

labores de extracción de tipo Cut & Fill, como de eficiencia de material permitiendo el ahorro de hasta un 20% de cemento.

Debido a su composición los relaves provenientes de menas de hierro han sido utilizados para la fabricación de cerámicas rojas según Da Silva et al. (2014), como también en la producción de pigmentos para pinturas sustentables (Barros Galvão et al. 2018), que aseguran la reducción de costos con respecto a las pinturas comerciales convencionales a la vez que mitigan los impactos medioambientales y riesgos asociados a los tranques de relaves en Brasil. La producción de nuevos concretos flexibles capaces de sustituir aquellos compuestos por fibras (ej. shotcrete) a un menor costo y ecológicos (Huang et al., 2013) han sido objeto de estudio.

3.3 RELAVES COMO MATERIA PRIMA DE CLINKER

Como se mencionó en la introducción los relaves corresponden a residuos sólidos suspendidos en líquido, usualmente agua proveniente de etapas previas de concentración en húmedo (flotación), para facilitar su transporte hacia lugares de acopio llamados tranques de relaves. Estos tranques pueden clasificarse, según su disponibilidad, en:

- Pasivos mineros: Los pasivos ambientales mineros involucran tanto los socavones o labores mineras, así como los botaderos (escombreras) y los relaves (presas de colas) de minas que dejaron de operar o en abandono. Estos últimos, en forma específica, son los responsables de alteraciones en el medio físico/ambiente tales como:
 - I. Contaminación de aguas superficiales y subterráneas.
 - II. Contaminación de suelos de la zona efecto de drenaje de soluciones ácidas.
 - III. Impacto visual negativo.
 - IV. Riesgo continuo de daños al ecosistema frente a los desastres naturales.
 - V. Presencia de metales pesados en el medio físico.
 - VI. Riesgo a poblaciones aledañas, ya sea, por contaminación química o fallas estructurales del mismo tranque.

- Activos mineros: Los activos mineros, en específico los relaves del proceso de flotación de minerales, son aquellos cuyas respectivas minas siguen en operación y normal funcionamiento por lo que reciben constantemente nuevo material de desecho.

Ante la definición y caracterización general de los relaves, es evidente que surge la necesidad de poder deshacerse de estos de la forma más efectiva posible.

La producción de clinker para la fabricación de cemento, requiere de materia prima con contenidos definidos de determinados elementos químicos. Es por esto que se plantea que, si un relave posee cantidades significativas de elementos químicos propios de la fabricación de cemento, como lo es el Ca y Fe principalmente, y no supera los porcentajes de elementos perjudiciales para la confección del mismo, tales como: As, Pb, Hg, SO_3 , este podría reemplazar en cantidades significativas la materia prima original que se utiliza en la actualidad para la fabricación del cemento, como son las calizas, arcillas y hierro.

Esta medida implicaría una reducción de costos asociados a la obtención de hierro a partir de cenizas volantes, proceso mucho más complejo que para el resto de los elementos puesto que para obtenerlas se debe pasar por métodos de concentración de gases de carbón, lo que se traduce gastos en caso de querer producirlo o comprarlos. Otro beneficio de utilizar los relaves como materia prima sería el ahorro energético en los múltiples procesos de reducción de tamaño del crudo, previos a la adición de yeso, debido a que se trata de un material ya conminuido, de la misma manera se puede nombrar la potencial reducción de costos de transporte de materia prima, si el relave se encuentra en las cercanías de la planta, como se menciona en el presente texto más adelante.

Los principales elementos que se analizan en los relaves a estudiar son el Ca y el Fe, donde se necesita como mínimo aproximado en 60% de Ca y 5% de Fe en el crudo para ingresar al horno y fabricar el cemento. El resto se reparte principalmente en sílice, aluminio y elementos minoritarios. Al ser estos más fáciles de obtener, no serán elementos objetivos a la hora de modelar los relaves.

Recapitulando, relaves con contenidos de Ca (>15%) y Fe (>10%) son buenos candidatos para utilizarlos como aporte de materia prima para alcanzar los niveles óptimos en el crudo. Sin embargo, existen elementos que, si superan ciertos porcentajes, son perjudiciales para las propiedades mecánicas y de fabricación del cemento. Debido a esto, para que pueda ser considerado como materia prima, un relave debe mantener los contaminantes siguientes restringidos a: $SO_3 < 3.5\%$, $P_2O_5 < 1.5\%$, $K < 2\%$, $Na < 2\%$, $As < 2\%$, $Hg < 2\%$, $Pb < 2\%$ y $Mg < 8\%$.

Ahora es necesario considerar el tonelaje o capacidad de materia que posea el relave, para así definir el aporte y tiempo de uso que podrá tener. Otro factor importantísimo es la ubicación geográfica de los relaves, ya que la distancia a la que se encuentre el relave del horno pasa a ser clave en términos operacionales para determinar si un relave efectivamente ayuda a reducir los costos de producción o no.

El porcentaje de agua contenido en el relave es también un factor para considerar. Por otro lado, el exceso de humedad será perjudicial para el gasto energético ya que el material debe ser calentado a altas temperaturas, por lo que para alcanzar tales requerirá de un mayor gasto energético por parte del horno. Un muy bajo porcentaje de humedad podría generar problemas en su transporte, un material muy seco y fino podría ser arrastrado y esparcido hacia poblaciones o cuerpos de agua dulce aledaños contaminando dichos lugares, problemática que la presente investigación busca precisamente erradicar. Por esto es por lo que el factor humedad no es menor dentro de la viabilidad de un proyecto de este tipo, convirtiéndose en un potencial objetivo para futuros estudios mas no en la presente tesis.

Considerando todo lo expuesto anteriormente, es posible determinar si un relave es capaz o no de mejorar la producción de cemento, de manera que genere un beneficio para ambos sectores, tanto para la minería, transformando su pasivo ambiental minero (PAM) en material de valor, como para el cementero generando nuevos productos a un menor costo asociado a partir de materia prima reciclada.

En la actualidad cementos Melón desde el año 2017, utiliza el relave Los Vilos para la fabricación de Clinker. Sin embargo, no existen estudios en detalle sobre este relave y si los procesos de planificación son los óptimos para incrementar el beneficio debido a la falta de información que existía sobre la química de los relaves en Chile.

La utilización del relave Los Vilos por la cementera Melón SA., se basó en un estudio realizado por quien escribe este trabajo, que abarca un estudio detallado sobre el beneficio económico de utilizar el relave mencionado, el cual incorpora costos de materias prima, distancias (costos de transporte) y fórmulas de la cementera (equilibrio químico de las materias primas) para distintos relaves aplicados al clinker de Cementos Melón SA. Una pequeña explicación de este trabajo se presenta a continuación.

3.4 ANALISIS ECONOMICO APLICADO (CEMENTOS MELON SA.)

A comienzos del 2017 SERNEAGOMIN, hizo pública una base de datos con más de 800 análisis químicos para relaves a lo largo de todo Chile. Sobre esta base de datos y aplicando las restricciones mencionadas anteriormente, 40 relaves fueron seleccionados a priori como útiles para la fabricación de clinker. A los relaves seleccionados, se les realiza un nuevo filtro, donde según el factor distancia, se eligieron los candidatos con mejores composiciones químicas. Es posible observar dentro del universo de muestras relaves con composiciones químicas y distancias muy similares, debido a esto solo uno de cada agrupación pasa al proceso de simulación, evitando de esta forma simulaciones idénticas. Finalmente se generan 9 familias de relaves que se presentan en la Tabla 3.3.

Tabla 3.3 Relaves categorizados seleccionados Melón SA

	IDQ	Masa (ton)	Dist. Real (km)	Region	Comuna	K2O (%)	Na2O (%)	SiO2 (%)	SO3 (%)	CaO (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3 (%)	MgO (%)
Muy alto Muy lejos	90	76809	460	IV	LA HIGUERA	1.73	0.91	30.57	1.48	3.88	9.91	40.87	4.63
	319	40180	485	IV	LA SERENA	0.99	0.62	7.57	<0,01	45.33	5.19	3.15	1.76
Alto Ca y Fe Cerca	15	NO APLICA	150	IV	LOS VILOS	0.14	0.1	38.62	<0,01	35.73	5.31	13.48	2.4
	396	23000	180	IV	ILLAPEL	0.55	0.92	36.57	<0,01	23.15	11.11	18.4	3.93
Muy cerca Alto Ca y Fe	48	858000	70	V	CABILDO	0.81	0.17	42.79	3.41	21.36	8.59	14.3	3.15
Alto Ca y Fe Lejos	359	29700	375	IV	OVALLE	0.62	1.73	28.43	1.03	17.44	9.03	24.38	4.37
	923	92878	380	IV	MONTE PATRIA	0.15	0.59	36.9	-	29.92	6.45	17.25	1.68
Alto Fe Cerca	386	21000	183	IV	CANELA	1.58	1.44	45.16	-	4.56	9.88	31.61	2.3
Alto Fe Lejos	586	416008	305	IV	PUNTAQUI	0.24	0.59	27.55	<0,01	1.24	3.32	37.97	<0,01

A estos 9 relaves se les aplicó un análisis económico, que permitirá determinar el aporte real de utilizar un relave con las características respectivas, como materia prima en la fabricación de cemento. Además, permitirá determinar la prioridad de influencia de los factores principales de los relaves (%Ca, %Fe, distancia), para la reducción de costos de materia prima en la generación del clinker.

Para la producción del crudo que da origen al clinker, debe existir una dosificación correcta de todos los elementos químicos necesarios, y así obtener un cemento que cumpla todas las condiciones necesarias para ser utilizado. Para lograr esta calibración/dosificación de elementos químicos, la empresa usa modelos que utilizan la química de las rocas o materias primas que dispone, ya sean los distintos tipos de

calizas, correctores de Si-Al y corrector de Fe, para lograr las mezclas adecuadas en toneladas de cada material. Estos modelos son los que se utilizarán para equilibrar la química de las materias primas junto con los distintos tipos de relaves, para así observar cuánto material de cada relave es posible incorporar en el crudo manteniendo los niveles aceptables de cada elemento químico. Este modelo no será explicado debido a la confidencialidad de los métodos de la empresa Cementos Melón SA., es decir, solo se mostrará el resultado de las 9 simulaciones, correspondientes a los relaves seleccionados.

Una vez obtenido el aporte posible de cada relave seleccionado, se podrá calcular los costos aproximados de utilizar la cantidad de relave simulada para cada caso. Para estos 9 casos, el costo asociado al relave como materia prima, se les sumará a los costos de obtención de cada una de las demás materias primas (calizas, correctores), a modo de obtener un costo total para cada caso utilizando sus relaves respectivos, para así finalmente comparar estos 9 costos con los costos de realizar el cemento sin la utilización de relave alguno.

De esta forma será posible comparar los costos finales de cada caso con el caso base sin relaves, pudiendo determinar en cuáles de estos se obtienen resultados positivos para la fabricación del cemento a partir de relaves, a su vez, se podrá determinar si alguno de los factores principales predomina por sobre los otros. Ya con esta herramienta definida, el seleccionar un relave para su uso como materia prima, se hace mucho más efectivo y preciso.

Dicho esto, se realizan las respectivas simulaciones que presentan el aporte de cada relave al crudo, y el coste del crudo por tonelada que nos servirá como parámetro directo para determinar el aporte real del relave como materia prima del clinker. La Tabla 3.4 presenta los resultados obtenidos. Las tarifas consideradas para el coste de cada materia prima corresponden a los contratos actuales de la empresa cementos Melón SA. Para el coste de los relaves se consideró una tarifa de explotación de 1.050 \$/Ton húmeda, más un flete de aprox. 38 \$/Ton húmeda *km. Se utilizó una humedad media del 8.5%, Los Vilos 15 coincide con el relave IDQ 15 seleccionado de la base de datos. Sus diferencias se deben a simulaciones independientes. La composición de las materias primas de Cementos Melón no será indicada en este trabajo para resguardar la confidencialidad de la empresa.

Tabla 3.4 Resumen de beneficio para distintos relaves.

	Sin Relave	Los Vilos 15	IDQ 90	IDQ 319	IDQ 15	IDQ 396	IDQ 359	IDQ 923	IDQ 386	IDQ 586	IDQ 48
Material	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.	% Dosif.
La Niña	44.25	45.01	44.74	43.65	45.38	44.44	43.78	44.28	45.66	45.49	45.45
Ñihue	16.28	12.06	15.08	16.06	10.03	13.36	14.73	16.11	13.75	13.09	12.79
Fierro la Higuera	1.58	1.10	0.00	1.50	0.78	0.47	0.30	1.55	0.76	0.00	1.09
Caolín amarillo	2.89	2.83	2.08	2.88	3.26	1.55	1.81	2.88	2.79	3.16	2.78
Tunga	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00
Ceniza	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00
Relave	0.00	4.00	3.10	0.90	5.55	5.18	4.37	0.17	2.05	3.25	2.89
	Distancia (km)		460	485	150	180	380	375	183	305	70
Costo Materias	Sin Relave	Los Vilos 15	IDQ 90	IDQ 319	IDQ 15	IDQ 396	IDQ 359	IDQ 923	IDQ 386	IDQ 586	IDQ 48
Niña	13,426	13,427	13,428	13,429	13,430	13,431	13,432	13,433	13,434	13,435	13,435
Ñihue	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794	8,794
Fierro la Higuera	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125	30,125
Caolín	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625	7,625
Tunga	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934	13,934
Ceniza	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200	3,200
Relave	7,361	7,361	20,251	21,290	7,377	8,623	16,929	16,721	8,748	13,814	4,055
Costo Crudo	12,410	12,286	12,461	12,479	12,210	12,190	12,486	12,421	12,303	12,294	12,229
Diferencia	0.000	0.413	-0.169	-0.228	0.665	0.730	-0.250	-0.037	0.354	0.386	0.602
%	0.000	1.003	-0.409	-0.553	1.613	1.771	-0.606	-0.089	0.860	0.936	1.461

De la tabla anterior, es posible observar que los relaves IDQ 15-396-386-586-48 presentan un beneficio económico al compararlos con el caso sin relave. Debido a esto, los relaves IDQ 16, 399, 400 y 717 son incorporados como materia prima debido a los óptimos resultados de las simulaciones de sus relaves similares. La Tabla 3.5 presenta un resumen con los relaves útiles seleccionados para este estudio.

Tabla 3.5 Relaves seleccionados para clinker Melón

	IDQ	Costo Crudo	Masa (ton)	Dist. Real (km)	Region	Comuna	K2O (%)	Na2O (%)	SiO2 (%)	SO3 (%)	CaO (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3 (%)	MgO (%)
Alto Ca y Fe Cerca	15	12,210	NO APLICA	150	IV	LOS VILOS	0.14	0.1	38.62	<0,01	35.73	5.31	13.48	2.4
	16	12,210	36000	150	IV	LOS VILOS	0.16	0.12	36.57	<0,01	35.3	11.11	13.96	2.39
	396	12,190	23000	180	IV	ILLAPEL	0.55	0.92	36.57	<0,01	23.15	11.11	18.4	3.93
	400	12,190	NO APLICA	180	IV	ILLAPEL	0.6	1.16	38.78	<0,01	21.49	4.98	11.78	4.19
	399	12,190	22755	180	IV	ILLAPEL	0.89	1.93	38.62	<0,01	21.19	5.31	17.8	3.48
Muy cerca Alto Ca y Fe	48	12,229	858000	70	V	CABILDO	0.81	0.17	42.79	3.41	21.36	8.59	14.3	3.15
Alto Fe Cerca	386	12,303	21000	183	IV	CANELA	1.58	1.44	45.16	-	4.56	9.88	31.61	2.3
	717	12,303	1125	210	IV	ILLAPEL	0.46	0.12	56.26	<0,01	0.32	5.56	31.78	0.54
Alto Fe Lejos	586	12,294	416008	305	IV	PUNTAQUI	0.24	0.59	27.55	<0,01	1.24	3.32	37.97	<0,01

Es posible determinar que el factor principal en la exploración de relaves para usar en la fabricación de cementos es su concentración en Fe₂O₃, debido a los altos precios que implica la obtención del Fe, sin embargo, su distancia a la planta de procesamiento tiene un nivel de importancia casi similar, siendo el calcio el factor de menor peso.

En base a los resultados anteriores se establece que relaves distantes a más de 180 km, necesitan de contenidos en Fe mayores al 30%, a menos que también tenga contenidos de Ca cercanos a 20% (este solo sería útil hasta distancias de 270 km de la planta). Si esta distancia es mayor de 300 km se necesita un 35% de Fe como mínimo; sobre 400 km relaves con menos de 45% en Fe no sirven. Relaves a menos de 180 km pueden tener concentraciones de Fe menores al 18%, pero con Ca cercano a 20%. Si la distancia es menor a 100 km, las concentraciones de los relaves pueden descender al orden 17-18% entre Ca y Fe, siempre que el Hierro no baje del 11%.

Solo con el objeto IDQ 396 (relave con mejores condiciones geológicas) y sus relaves asociados, se contaría con 50.000 toneladas de relave útil. Cementos Melón fabrica 1.000.000 de crudo anualmente, considerando el tonelaje disponible del relave IDQ 396 y que cada tonelada de crudo utilizaría un 5% de este relave, se tendría materia prima de relave suficiente para la fabricación de crudo de 1 año.

El aporte de aplicabilidad del mejor relave de los seleccionados es de aprox. 1.7% de disminución en costos por tonelada, en comparación con el caso sin relave. La empresa Cementos Melón SA. produce alrededor de 1.000.000 de toneladas anualmente, por lo que este estudio podría aportar en la reducción de costo equivalente al de 17 mil toneladas de crudo.

Ante la importancia del Fe_2O_3 en relaves para reducción de costos en materia prima, se propone estudiar procesos de concentración de Fe para relaves. De esta forma, se podría mejorar las concentraciones de Fe de relaves más cercanos, disminuyendo lo radios de búsqueda de los relaves útiles como materia prima, lo que en definitiva minimizaría los costos del crudo.

3.5 SIMULACION GEOESTADISTICA

3.5.1 Fundamentos

En geoestadística, una simulación corresponde a un modelo numérico que se parece a una variable regionalizada de interés (por ejemplo, la ley de un metal en un yacimiento o, como interesa en esta tesis, en un depósito de relaves), es decir, que reproduce sus características estadísticas y espaciales. Las técnicas de simulación se basan en la interpretación de la variable regionalizada como una realización de una función aleatoria y en el modelamiento de su distribución espacial. La idea es generar otras realizaciones de esta función aleatoria o, lo que da lo mismo, realizaciones de funciones aleatorias independientes con la misma distribución espacial. Mientras que el kriging y otros métodos de interpolación conducen a una imagen suavizada de la realidad (errando, en particular, en la reproducción de los datos extremos), las realizaciones de la simulación presentan la misma variabilidad espacial que la variable regionalizada real (Chilès y Delfiner, 2012).

Por definición, una simulación no condicional tiene la misma distribución espacial que la función aleatoria a simular, en particular los mismos momentos (media, varianza, variograma). Para que una simulación se parezca a la realidad, se desea además que restituya los valores medidos en los sitios con datos. Esta condición adicional se formaliza por la noción de condicionamiento: se trata de construir una función aleatoria con misma distribución condicional que la función aleatoria a simular, la que se conoce como simulación condicional (Figura 3.2).

3.5.2 Modelo multi-Gaussiano

En el caso de funciones aleatorias Gaussianas (tales que todas sus distribuciones finito-dimensionales son Gaussianas multivariadas), algunos algoritmos permiten obtener directamente simulaciones condicionales, entre los cuales destacan el algoritmo de descomposición matricial y el algoritmo secuencial. Para los otros algoritmos, es posible transformar una simulación no condicional a una condicional mediante una etapa de kriging. Más específicamente, para cada sitio \mathbf{x} del espacio, una simulación condicional (Y_{SC}) se obtiene al plantear (Chilès y Delfiner, 2012):

$$Y_{SC}(\mathbf{x}) = Y^{KS}(\mathbf{x}) + [Y_S(\mathbf{x}) - Y_S^{KS}(\mathbf{x})]$$

donde

- $Y^{KS}(x)$ es el kriging simple de la variable a simular a partir de los datos condicionantes.
- $Y_S(x)$ es una simulación no condicional en el sitio x
- $Y_S^{KS}(x)$ es el kriging simple de la simulación no condicional a partir de los valores que toma esta simulación en los sitios con datos.

Se puede hacer los siguientes comentarios sobre el proceso de condicionamiento por kriging:

- En la práctica, basta con realizar un solo kriging para condicionar todas las realizaciones dado que, para un determinado sitio x , los ponderadores de kriging son los mismos para todas las realizaciones.
- El kriging sólo utiliza los valores en los sitios con datos originales, no utiliza valores previamente simulados. Los cálculos son paralelizables.
- Usualmente, se utiliza kriging simple de media 0. Puede cambiarse a kriging ordinario si se supone la media desconocida.

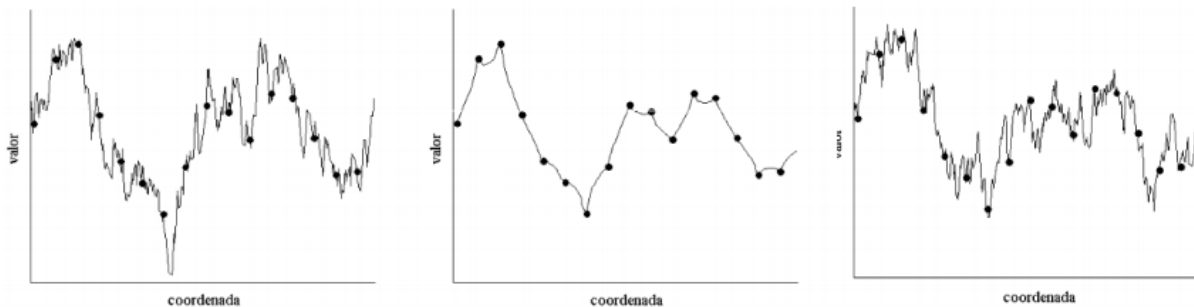


Figura 3.2 Datos condicionantes y tres realizaciones condicionales de una misma función aleatoria

Cada realización constituye un escenario posible de lo que podría ser la variable regionalizada en estudio, por lo que se puede trabajar con ella como si fuera la realidad y obtener una respuesta insesgada al problema planteado. Con un conjunto de realizaciones, se obtiene un conjunto de respuestas que reflejan la incertidumbre que podría haber en la respuesta real desconocida. En cambio, la respuesta del modelo de kriging podría estar sesgada, debido a que el kriging no posee la misma distribución que la variable real.

3.5.3 Anamorfosis Gaussiana

En la práctica la función aleatoria $\{Z(x): x \in R^d\}$ que se desea simular no tiene una distribución Gaussiana. Es la razón por la cual no se trabaja directamente sobre esta función aleatoria, sino que sobre su transformada Gaussiana $\{Y(x): x \in R^d\}$, definida por:

$$Z(x) = \varphi[Y(x)]$$

con $\varphi = F^{-1}$ o G (función de anamorfosis Gaussiana), donde F y G son las funciones de distribución respectivas de $Z(x)$ y de la Gaussiana estándar de media 0 y varianza 1. Una vez realizada la simulación de $Y(x)$, se aplica la transformación inversa para obtener una simulación de la variable inicial $Z(x)$.

En la práctica, se construye el histograma acumulado de los datos, tomando eventualmente en cuenta ponderadores de desagrupamiento. En el valor de cada dato, este histograma presenta un escalón, el punto medio del cual se considera como la frecuencia acumulada del dato. Entre los valores de los datos, se interpola el histograma acumulado (típicamente, uniendo los puntos medios por segmentos de recta) y se extrapola más allá de los datos extremos, ya sea por segmentos de recta, funciones potencia o hiperbólicas. Este modelamiento de la distribución de los datos permite crear una tabla de transformación que relaciona todos los valores originales con los valores Gaussianos y viceversa. La Figura 3.3 presenta el histograma acumulado experimental (líneas punteadas) y modelado (líneas continuas), a la derecha se observa la función de distribución Gaussiana estándar, donde cada valor de la variable original (z) se puede transformar en un valor Gaussiano (y) y viceversa.

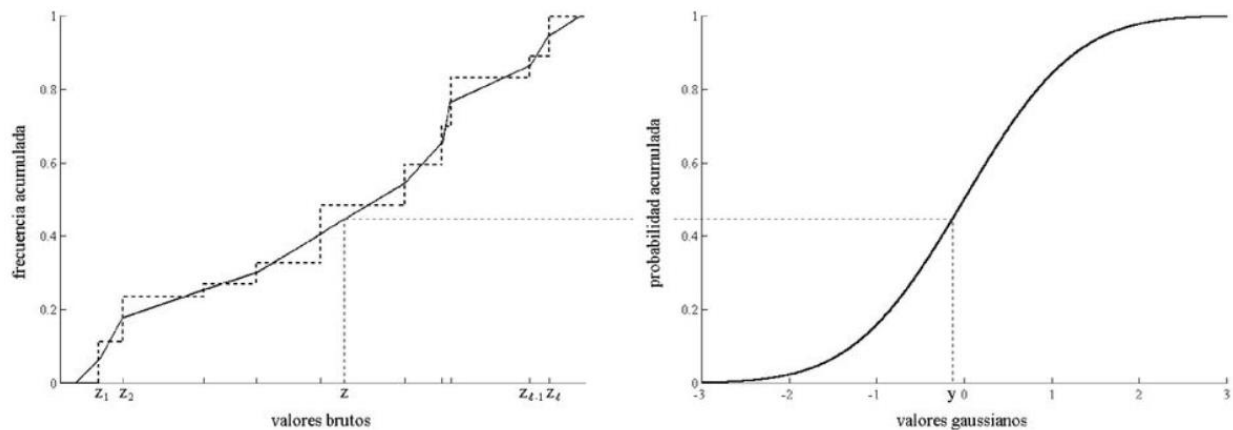


Figura 3.3 Histograma acumulado experimental y función de distribución Gaussiana estándar.

3.5.4 Algoritmo de bandas rotantes

Este algoritmo reduce el problema de simular una función aleatoria Gaussiana en un espacio de varias dimensiones a un problema de simulación unidimensional, permitiendo utilizar ventajosamente algoritmos de simulación limitados a espacios de una

dimensión o demasiado lentos de poner en marcha en espacios de varias dimensiones. En su esencia, el método consiste en construir simulaciones a lo largo de rectas que discretizan el espacio, esparcir estas simulaciones al espacio entero y sumarlas:

$$Y(\mathbf{x}) = \frac{1}{\sqrt{N}} \sum_{i=1}^N Y_i^{(l)} (\langle \mathbf{x} | \mathbf{u}_i \rangle)$$

donde $\{\mathbf{u}_i; i = 1, \dots, N\}$ son direcciones del espacio, $\{Y_i^{(l)}; i = 1, \dots, N\}$ son simulaciones unidimensionales independientes y $\langle | \rangle$ representa el producto escalar usual. Las rectas se pueden elegir con direcciones uniformes o, preferentemente, casi regularmente distribuidas, tal como ilustrado en la Figura 3.4 que presenta un conjunto de 400 direcciones equi-distribuidas en el espacio 3D. El número N de rectas a utilizar se elige usualmente en varios cientos o miles (Lantuéjoul, 2002; Emery y Lantuéjoul, 2006).

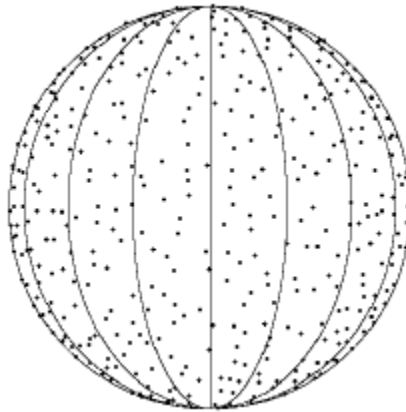


Figura 3.4 Direcciones equidistribuidas en la esfera del espacio tridimensional para bandas rotantes

3.5.5 Simulación multivariable

En la mayoría de los algoritmos de simulación, como en el caso del método de bandas rotantes, para simular conjuntamente P funciones aleatorias, es necesario determinar los variogramas directos y cruzados o, equivalentemente, las covarianzas directas y cruzadas de todas las funciones aleatorias involucradas para utilizar el algoritmo. En este caso se busca reemplazar estas funciones aleatorias espacialmente correlacionadas por funciones independientes (llamadas *factores*) a partir de las cuales se puede reconstruir las funciones aleatorias iniciales. De este modo, el problema de la

simulación multivariable se reduce a una serie de problemas de simulación univariable (Emery, 2008).

Entre las técnicas de factorización, destaca el análisis factorial geoestadístico, que consiste en aplicar un análisis en componentes principales para cada estructura anidada del modelo variográfico (Chilès y Delfiner, 2012). En definitiva, la simulación de P funciones aleatorias correlacionadas con S estructuras anidadas, se reduce a la simulación de $P \times S$ funciones aleatorias independientes.

El procedimiento anterior permite construir simulaciones no condicionales. El condicionamiento a datos se puede realizar con una etapa adicional basada en cokriging (en lugar de kriging en el caso univariable).

Entre las aplicaciones de la simulación geoestadística, uni- o multivariable, se destaca la cuantificación de la incertidumbre geológica en los yacimientos (Boucher y Dimitrakopoulos, 2009; Rossi y Deutsch, 2014; Mery et al., 2017; Emery y Séguret, 2020, entre muchos otros). En esta tesis, en lugar de un yacimiento, se considerará un depósito de relaves.

3.6 Simulación de eventos discretos (DES)

La simulación de eventos discretos (DES) es una herramienta computacional capaz de simular la interacción de variables de importancia y procesos dentro de sistemas mineros complejos, que están sujetos a incertidumbre geológica. Manejar distintos modos alternativos de operación se vuelve fundamental para el desarrollo de marcos DES efectivos, tanto para modelar y monitorear el desempeño del sistema en respuesta a cambios inesperados (por ejemplo, atributos de alimentación de mineral).

Varios trabajos recientes han demostrado las ventajas de implementar modos de operación alternativos al procesamiento de minerales utilizando el balance de masas y la programación matemática (Navarra et al., 2017a). También se han aplicado técnicas similares a la dinámica de concentradores y fundiciones (Navarra et al., 2019; Navarra et al., 2017b), y procesos de lixiviación en pilas (Saldana et al., 2019), utilizando modelos DES.

La flexibilidad de estos modelos DES es valiosa para un enfoque de dinámica de sistemas, porque permite simular las interacciones entre parámetros y procesos críticos en respuesta a variaciones aleatorias, en este caso la incertidumbre geológica. Los modelos computacionales DES son capaces de optimizar las compensaciones entre las políticas operativas disponibles, y los umbrales que controlan la sincronización de los cambios entre diferentes modos de operación. Un aspecto poderoso de DES es la

capacidad de evaluar el riesgo mediante la simulación de cientos o miles de días operacionales, para identificar posibles deficiencias o cuellos de botella. Como resultado, se pueden tomar decisiones estratégicas, como prácticas de almacenamiento y mezcla de minerales, con el fin de mitigar los factores de riesgo identificados.

Los modelos DES son herramientas críticas para optimizar y apoyar la toma de decisiones en las etapas de diseño, desarrollo y producción de cualquier sistema minero. La flexibilidad para incorporar variabilidad de datos simulados (es decir, método de Monte Carlo), se puede utilizar para observar los efectos potenciales de la incertidumbre geológica natural (aleatoria) en la respuesta del sistema. También se pueden simular conjuntos de datos de prueba o validación para crear intervalos de confianza y respaldar la toma de decisiones estratégicas.

Aunque están bien establecidos en muchas prácticas de ingeniería industrial, los modelos DES en la industria minera se han limitado tradicionalmente a la selección de equipos (Awuah-Offei, 2012), la gestión de materiales (Vagenas, 1999) y las prácticas generales de transporte (Greberg et al., 2016). Algunas aplicaciones menos extensas incluyen los datos de disponibilidad y confiabilidad de los equipos de minería (Gbadam et al., 2015), la planificación de la ubicación de las estaciones de refugio de minas subterráneas (Tarshizi, 2015) y la simulación continua del sistema de la mina para la planificación a corto plazo y el control de decisiones bajo incertidumbre geológica (Shishvan y Benndorf, 2014).

Entre los estudios más recientes sobre modelamiento en la industria minera, Nageshwaraniyer et al. (2018) desarrollaron un modelo DES para cuantificar los efectos de las imágenes espectrales en los tipos de mineral, mientras que Pamparana et al. (2017) evaluaron los beneficios de acoplar la energía de la radiación solar, en un molino semi autógeno (SAG). Como se describió anteriormente, algunos autores han enfatizado la importancia de modos de operación alternativos al procesamiento de minerales, a través del balance de masa y la programación matemática (Navarra et al., 2017a). Un trabajo similar, también, ha vinculado este enfoque a la dinámica del concentrador y fundición (Navarra et al., 2017b, 2019), así como a los procesos de lixiviación en pilas (Saldana et al., 2019) utilizando marcos DES.

Navarra et al. (2019) identifican la notable comparación entre un modelo de sistema de minería con dos modos de operación y el problema de RQ de la teoría del inventario. El "punto de reorden" (nivel crítico de mineral) está directamente relacionado con la tasa esperada de consumo de mineral, y el tiempo de espera requerido para reponer los niveles de almacenamiento. En la práctica, sin embargo, ambos factores están sujetos a posibles variaciones aleatorias. La incertidumbre geológica del suministro de mineral podría resultar en déficit, requiriendo una tasa de consumo mayor a la esperada. De manera similar, la logística minera podría afectar el tiempo de espera para

reponer el suministro de mineral. En cualquier caso, existe el riesgo de desabastecimiento. Este riesgo operacional puede mitigarse aumentando el nivel crítico de mineral, pero es importante tener en cuenta que stock piles grandes generalmente implican mayores costos operativos (tiempo y manipulación) y costos de capital (equipos más grandes y áreas de almacenamiento). Por lo tanto, el concepto de dos modos de operación es fundamental tanto para la gestión de riesgos (p. ej., falta de alimentación de mineral) como para la optimización multiobjetivo (p. ej., equilibrar el rendimiento frente a la gestión de existencias).

Este tipo de trabajo se puede desarrollar utilizando software comercial de DES para simular cientos de días de operación y evaluar la respuesta de todo el sistema ante el manejo de diversas estrategias de stock piles. Esto permite el monitoreo del KPI seleccionado mientras se varían los parámetros de control, como el mineral crítico y los niveles objetivos para stock piles. El modo A representa una fase de consumo de mineral, mientras que el modo B representa una fase de reabastecimiento. Aunque el modo de consumo suele ser más rentable en términos de métricas de producción a corto plazo, no es sostenible sin la aplicación de un modo de reabastecimiento alternativo debido al riesgo de desabastecimiento (Navarra et al., 2019). La periodicidad del cambio entre modos está controlada por la política operativa que establece el nivel crítico de mineral. El modo de reabastecimiento se "activa" una vez que se cruza este umbral, pero es posible que no sea factible implementarlo hasta el próximo cierre planificado en la práctica.

Es importante señalar que, cuando se eleva el nivel crítico de mineral para proporcionar con seguridad un stock adecuado, este umbral no representa un mínimo real. En un contexto de minería estocástica, el nivel de stock de mineral puede continuar disminuyendo incluso con el inicio del modo de reabastecimiento (Navarra et al., 2019). Esto puede provocar un desabastecimiento en caso de que los niveles de mineral sean insuficientes para durar hasta el próximo cierre planificado, y destaca la importancia de incluir acciones de recurso en el modelo. El marco actual incorpora prácticas de mezcla en respuesta a la incertidumbre geológica de los stockpiles, que afectará seguramente el suministro de mineral. A grandes rasgos, se mezclan y procesan dos tipos de mineral (1 y 2) de acuerdo con diferentes proporciones establecidas en cada uno de los dos modos, controlando así mejor la consistencia de la alimentación de producción. Esta combinación permite la implementación de modos de contingencia en el caso de falta de mineral, ajustando la proporción de tipos de alimentación de mineral hasta que se alcance el próximo cierre planificado. En este momento, la política operativa dicta si se debe volver al modo original o cambiar al modo alternativo.

4. RESULTADOS

El objetivo que se desarrolla en este trabajo de tesis es la elaboración de un modelo geoquímico del relave de Taltal. Como se mencionó anteriormente, se realizará un modelamiento mediante la herramienta geoestadística de simulación multivariable, sobre 12 variables de interés para la elaboración de clinker, pero en particular a Fe, Ca, Cu y Si debido a la su trascendencia para este proyecto.

4.1 ANALISIS DESCRIPTIVO DE DATOS

El análisis descriptivo de los 72 datos disponibles (compositados a 1.3 metro de longitud) se realiza con rutinas desarrolladas en lenguaje GNU-Octave sobre 12 variables de interés existentes en el relave: leyes de Al, As, Ca, Cu, Fe, K, Mg, Na, Pb, Hg, Au, Si. Se obtienen las estadísticas básicas que se presentan a continuación en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1 Estadísticas básicas en variables de estudio (72 datos compositados)

	Media	Var	Min	Max
Al	2.444	0.284	0.887	3.704
As	0.003	0.000	0.001	0.012
Ca	2.192	0.820	0.709	5.489
Cu	0.283	0.027	0.085	0.874
Fe	5.224	0.994	3.531	7.346
K	0.186	0.021	0.065	0.685
Mg	1.902	0.206	0.609	3.357
Na	0.105	0.008	0.010	0.512
Pb	0.006	0.000	0.002	0.027
Hg	0.000	0.000	0.000	0.003
Au	0.000	0.000	0.000	0.000
Si	87.488	4.489	82.552	93.216

La Tabla 4.2 presenta las correlaciones entre las 12 variables en estudio. Destacan las fuertes correlaciones entre Al y Mg, Ca y Pb, Au y Hg, K y Cu (correlaciones positivas) y Al y Si (correlación negativa), que justifica el modelamiento y la simulación multivariable de modo que los modelos obtenidos reproduzcan estas correlaciones.

Tabla 4.2 Correlaciones entre variables

	Al	As	Ca	Cu	Fe	K	Mg	Na	Pb	Hg	Au	Si
Al	1.000	-0.395	0.190	-0.051	0.506	0.161	0.956	0.036	0.040	-0.525	-0.496	-0.808
As	-0.395	1.000	-0.233	-0.019	-0.282	0.085	-0.460	0.247	-0.028	0.743	0.688	0.426
Ca	0.190	-0.233	1.000	0.049	-0.179	-0.095	0.231	-0.030	0.888	-0.227	-0.410	-0.453
Cu	-0.051	-0.019	0.049	1.000	0.662	0.765	-0.200	0.497	0.022	0.061	0.146	-0.428
Fe	0.506	-0.282	-0.179	0.662	1.000	0.702	0.387	0.355	-0.324	-0.280	-0.179	-0.729
K	0.161	0.085	-0.095	0.765	0.702	1.000	-0.033	0.681	-0.191	0.087	-0.019	-0.482
Mg	0.956	-0.460	0.231	-0.200	0.387	-0.033	1.000	-0.104	0.104	-0.579	-0.552	-0.737
Na	0.036	0.247	-0.030	0.497	0.355	0.681	-0.104	1.000	-0.076	0.161	0.027	-0.270
Pb	0.040	-0.028	0.888	0.022	-0.324	-0.191	0.104	-0.076	1.000	-0.027	-0.158	-0.256
Hg	-0.525	0.743	-0.227	0.061	-0.280	0.087	-0.579	0.161	-0.027	1.000	0.781	0.483
Au	-0.496	0.688	-0.410	0.146	-0.179	-0.019	-0.552	0.027	-0.158	0.781	1.000	0.507
Si	-0.808	0.426	-0.453	-0.428	-0.729	-0.482	-0.737	-0.270	-0.256	0.483	0.507	1.000

Debido a los bajos valores observados para las variables consideradas como contaminantes As, Mg, Pb, Na, Au, K, Hg, Al, no se presentarán resultados más exhaustivos sobre estas variables. Las Figura 4.1 a Figura 4.4, corresponden a gráficos de tipo boxplot (diagramas de caja), histograma y distribución acumulada de las variables Fe, Ca, Cu y Si, respectivamente.

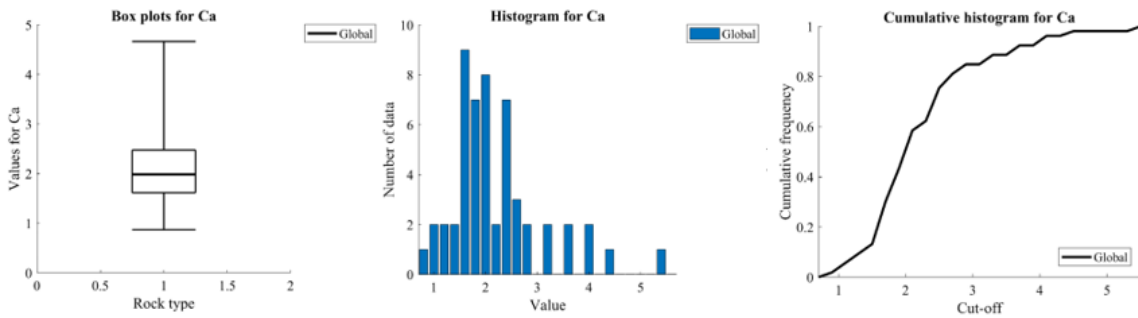


Figura 4.1 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Ca

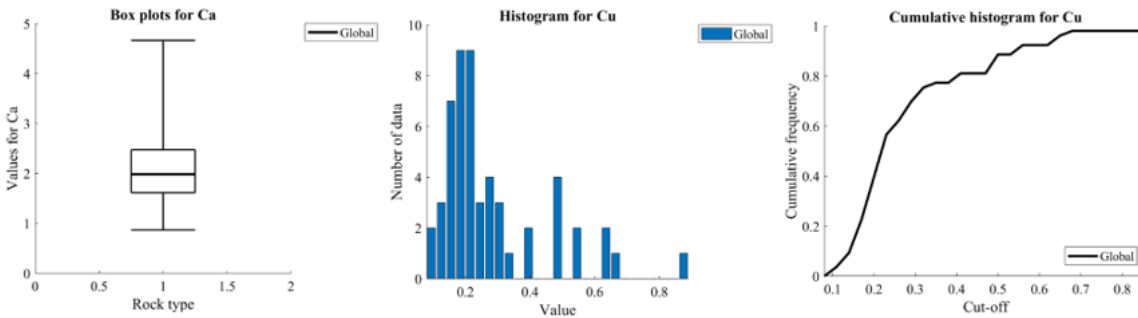


Figura 4.2 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Cu

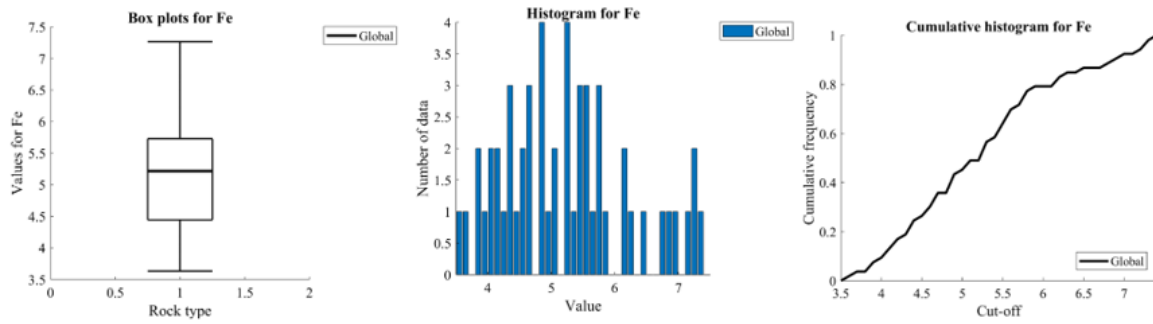


Figura 4.3 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Fe

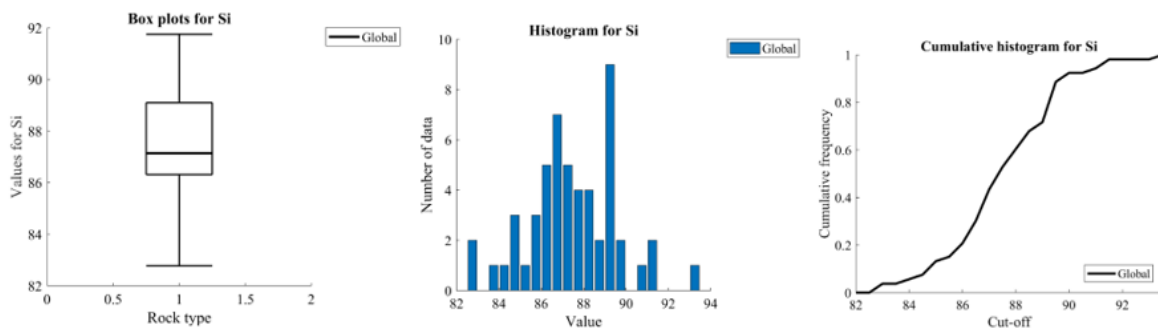


Figura 4.4 Boxplot, Histograma, Distribución acumulada en Si

4.2 ANAMORFOSIS GAUSSIANA

Con la estadística descriptiva realizada, se procede a la transformación de cada variable en una variable de distribución Gaussiana para poder utilizar el modelo de funciones aleatorias Gaussianas en la simulación multivariable. Esta transformación se realiza en dos etapas.

Primero se transforma los datos a una distribución gaussiana estándar mediante una tabla de transformación propia para cada variable. Una segunda etapa consiste en modelar las colas o extremos de los posibles valores de cada variable, para relacionar los valores menores al menor dato o mayores que el mayor dato con sus respectivos equivalentes Gaussianos.

Para esta etapa no se considera desagrupar los datos debido a que existe un espaciado regular de la malla de sondajes y se considera una sola litología dentro del relave. La Figura 4.5 presenta el modelo de la transformada de las variables Ca, Cu, Fe y Si, respectivamente, donde los parámetros utilizados para todas las variables están especificados en la Tabla 4.3, que presenta el modelamiento de extremos y parámetros

de funciones exponenciales usadas para la extrapolación de colas, siguiendo el modelo propuesto por Emery y Lantuéjoul (2006).

Tabla 4.3 Parámetros modelamiento colas

	Al	As	Ca	Cu	Fe	Hg	Mg	Na	K	Au	Pb	Si
Min	1	0.0005	0.5	0.005	3	0	0.5	0	0.05	0	0	82
Max	5	0.013	6	1	7.7	0.0035	3.7	0.55	0.74	0.00015	0.03	94
Low-extr	0.5	0.4	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Up-extr	0.5	1	2	2	0.5	3	2	2	2	2	2	2

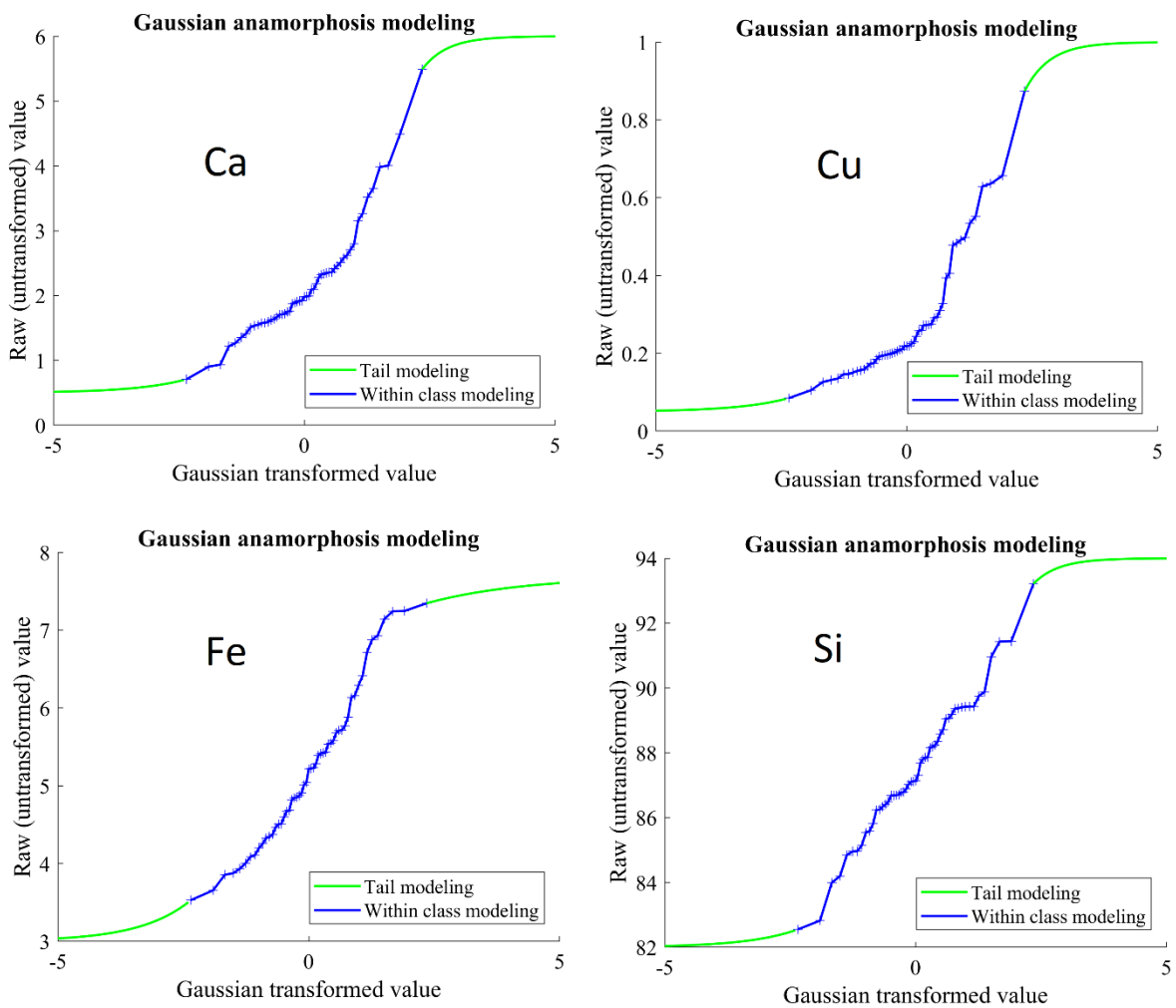


Figura 4.5 Transformación a variables Gaussianas para Ca, Cu, Fe, Si

4.3 VARIOGRAFIA MULTIVARIABLE

Con los datos transformados a una distribución Gaussiana es posible realizar el modelamiento variográfico y continuar con la simulación multivariable. Para ello, es preciso definir los variogramas directos y cruzados de los 12 elementos.

Este procedimiento se realiza en dos etapas, una primera etapa consiste en encontrar el variograma experimental de la data transformada disponible. Una segunda etapa consiste en el modelamiento de estos variogramas experimentales, la cual se realiza con un algoritmo de ajuste semiautomático (Wackernagel, 2003).

Para la elaboración de los variogramas experimentales, se consideraron solo dos direcciones debido a la poca cantidad de datos y la geometría del relave en estudio: una dirección homnihorizontal y una vertical en la dirección de los sondajes para representar y utilizar de mejor manera la información disponible. Los parámetros para esta variografía experimental están presentados en la Tabla 4.4 (azm: azimuth, atol: tolerancia en azimuth, dip: inclinación, dtol: tolerancia en inclinación, lag: paso, nlag: número de pasos, lagtol: tolerancia en el paso).

Tabla 4.4 Parámetros de 2 direcciones para variografía experimental

Dir	azm	atol	dip	dtol	lag	nlag	lagtol
1	0	90	0	20	20	7	10
2	0	90	90	20	0.4	7	0.3

Con el objetivo de resumir las imágenes a presentar, la Figura 4.6, Figura 4.7, Figura 4.8 y Figura 4.9 ilustran los variogramas experimentales en ambas direcciones de Fe, Si, Ca y Cu, además de los variogramas cruzados entre Cu y Ca.

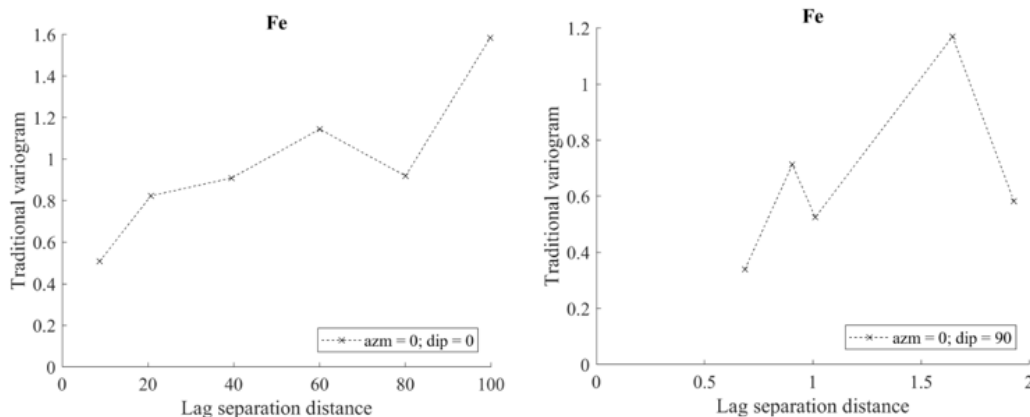


Figura 4.6 Variograma experimental directo Fe

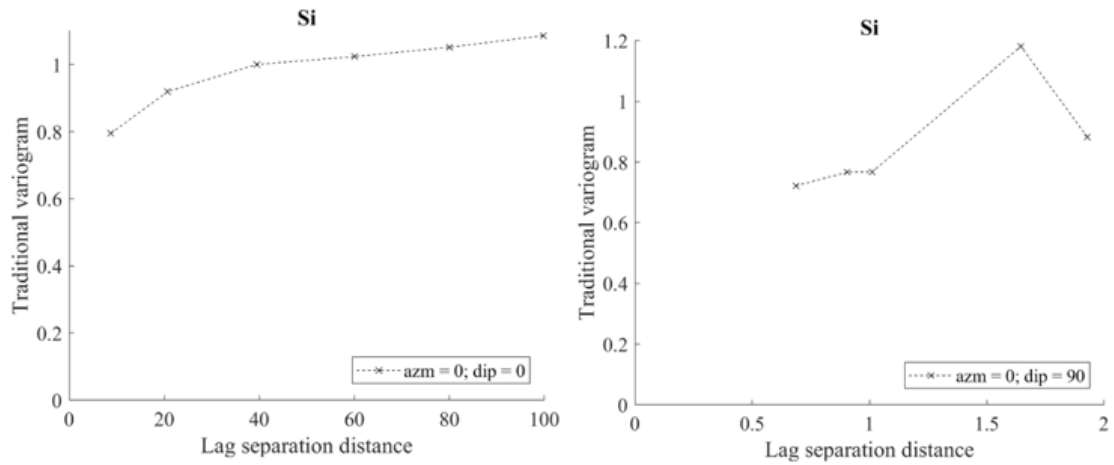


Figura 4.7 Variograma experimental directo Si

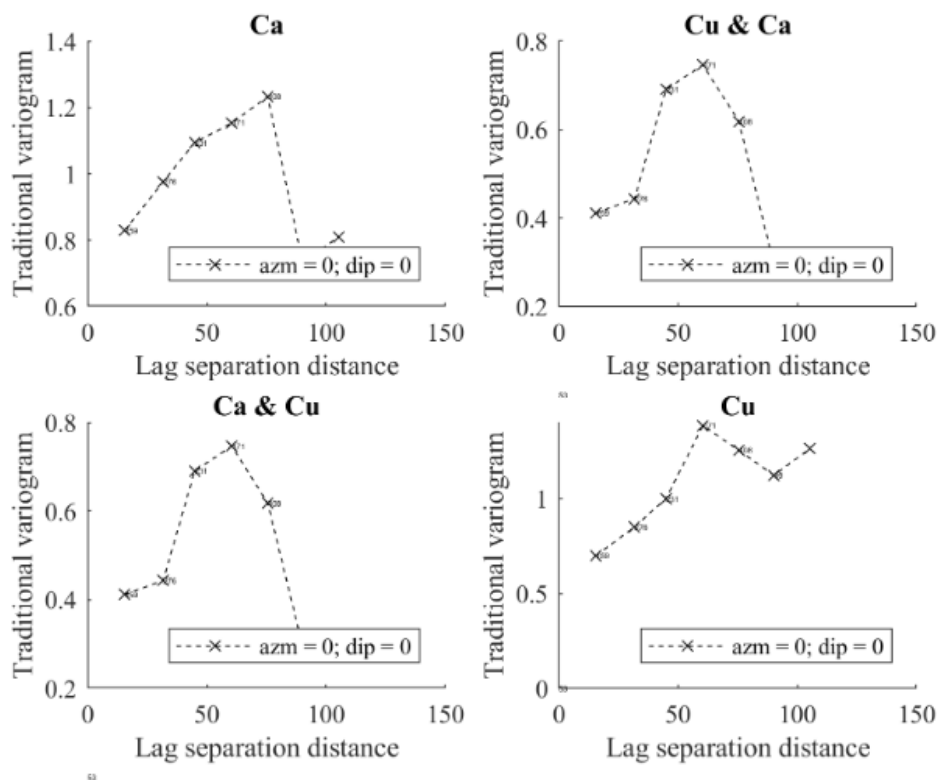


Figura 4.8 Variogramas directos y cruzados Cu-Ca, dirección omnihorizontal

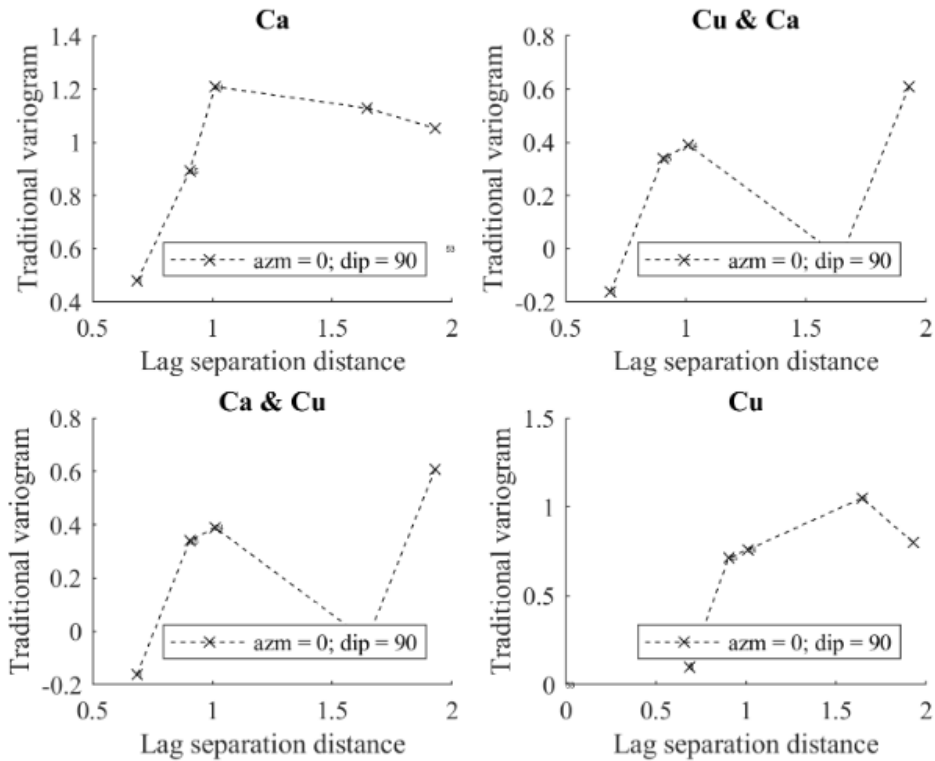


Figura 4.9 Variogramas experimentales directos y cruzados Cu-Ca, dirección vertical

La segunda etapa consiste en modelar estos variogramas experimentales. Este modelamiento se realizó con solo una estructura esférica con anisotropía geométrica (alcance horizontal 50 metros, alcance vertical 1.5 metro), además de un efecto pepita.

De igual forma que para el caso experimental, a continuación, la Figura 4.10, Figura 4.11, ilustran los variogramas modelados directos en ambas direcciones para Ca, Cu, Fe y Si además de los variogramas cruzados de Ca y Cu.

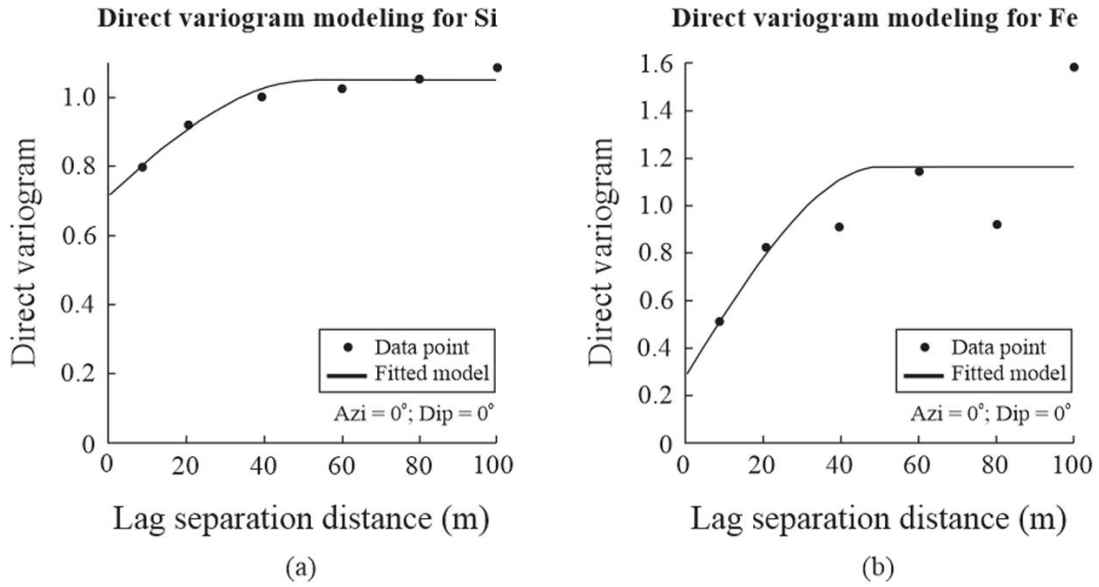


Figura 4.10 Variograma modelado directo horizontal, para Si y Fe.

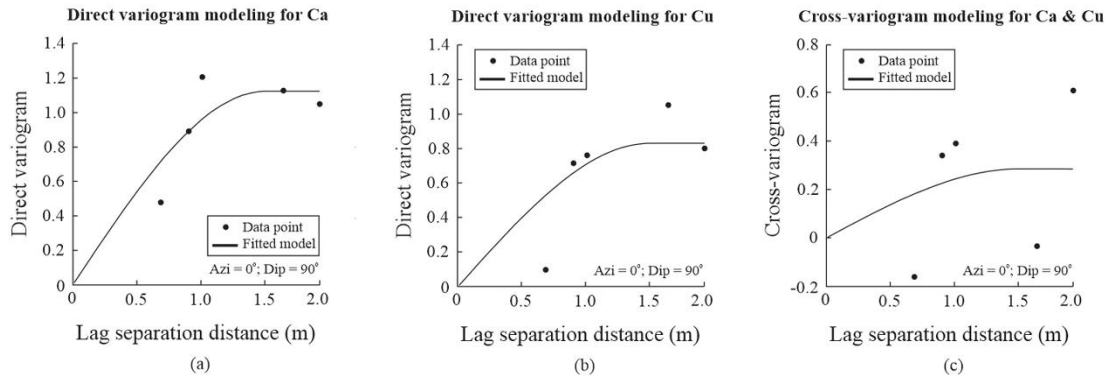


Figura 4.11 Variograma modelado directo y cruzado horizontal, para Ca y Cu

4.4 SIMULACION MULTIVARIABLE

Ya hecha las transformaciones y obtenidos todos los variogramas tanto directos como cruzados, solo falta elaborar la grilla o modelo de bloques sobre el cual se realizará la simulación. Esta grilla se elabora con los parámetros que se especifican en la Tabla 4.5.

Tabla 4.5 Parámetros grilla de simulación

	X	Y	Z
First node	16960	19995	824.5
Nlag	24	10	4
Lag	5	5	1

Como se mencionó anteriormente, para realizar la simulación se utilizará el algoritmo de bandas rotantes, el cual requiere:

- La data transformada a variables Gaussianas
- Tablas de transformación y ajuste de colas, para las transformaciones inversas.
- Vecindad de cokriging para el condicionamiento a los datos
- Todos los variogramas directos y cruzados, con sus respectivos efectos pepitas, alcances y mesetas.
- El número de realizaciones a construir, en este caso 100.

La vecindad de cokriging que se utilizará será de 80x80x3 metros, con un óptimo de 3 datos por octante. Estos valores fueron escogidos debido a que son un poco mayor que los alcances modelados, con el fin de incorporar los datos relevantes para el condicionamiento de las simulaciones. Las variables fueron simuladas en un soporte de bloque de 5x5x1 metros, vía rebloqueo de simulaciones de soporte puntual realizadas en una malla fina.

4.5 RESULTADOS SIMULACION MULTIVARIABLE

A continuación, se presentarán los resultados obtenidos durante la primera parte de este trabajo, la cual consistió en modelar mediante simulación multivariable los elementos de interés económico o de interés particular para los objetivos planteados en este proyecto. La Figura 4.12 presenta una vista isométrica del relave a simular, donde los resultados obtenidos a partir de la simulación serán presentados como una proyección en planta a cota 826.5 (sección S1). Nuevamente con el objetivo de reducir los resultados a presentar, debido a la gran cantidad de resultados en consecuencia de la gran cantidad de variables, se presentará resultados sobre las variables de mayor interés, en este caso Ca, Cu, Fe y Si.

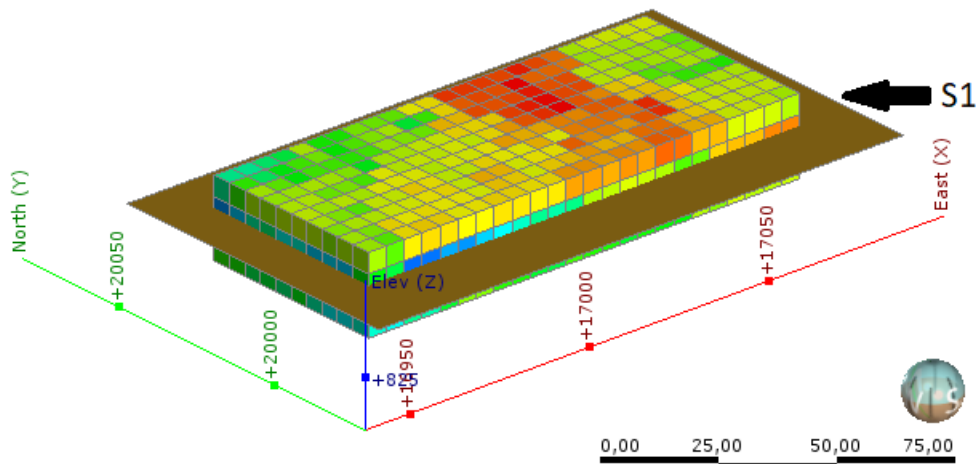


Figura 4.12 Vista isométrica relave a modelar

Como se mencionó en el estado del arte, las simulaciones sirven para conocer la distribución de cada variable en cada bloque. Asimismo, permiten generar modelos que entreguen la media local de cada variable, la varianza local de cada variable o la probabilidad de superar un umbral dado, tal como se ilustra en las Figura 4.13 a Figura 4.21.

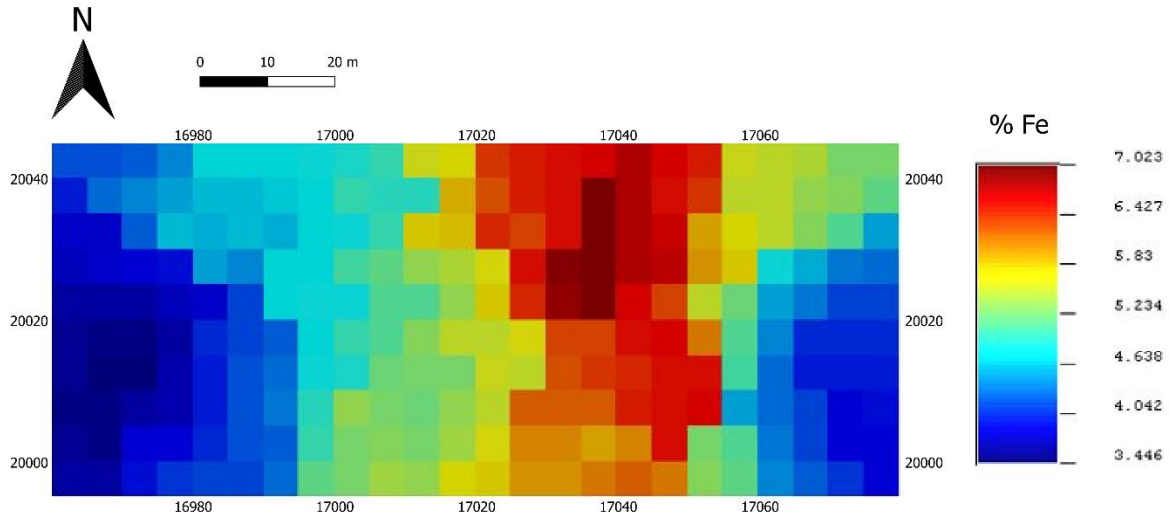


Figura 4.13 Media local Fe (promedio de 100 realizaciones)

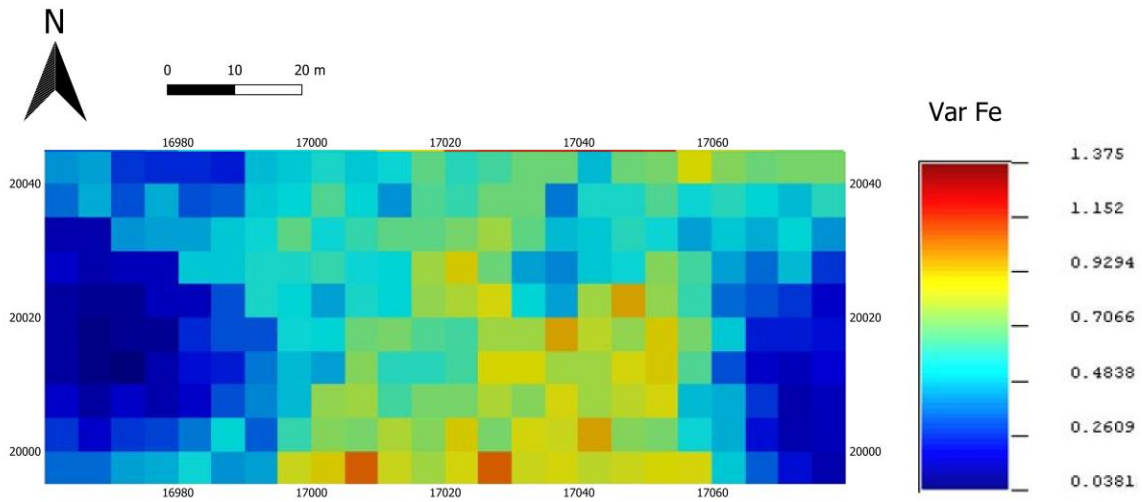


Figura 4.14 Varianza local Fe (varianza de 100 realizaciones)

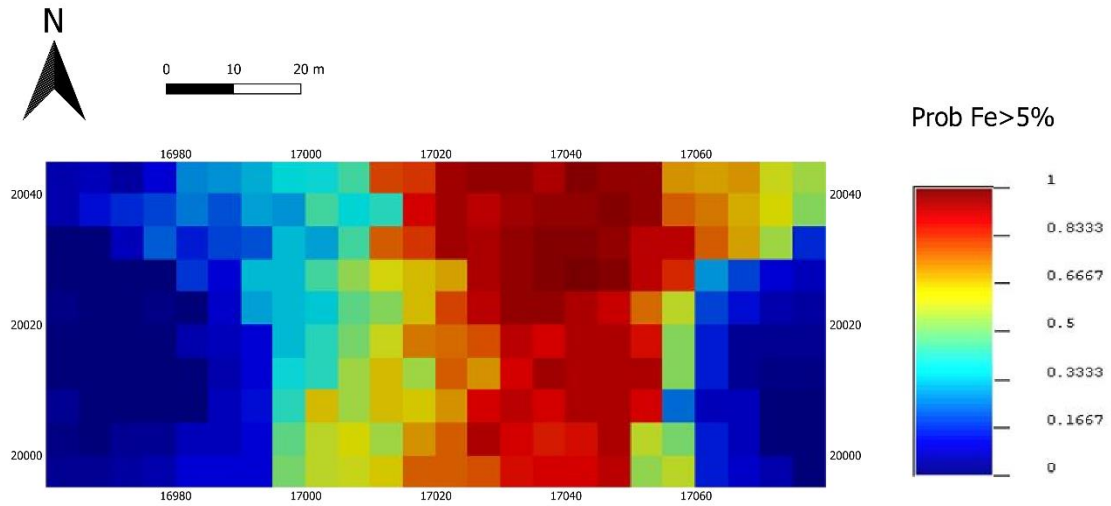


Figura 4.15 Probabilidad de que Fe sea mayor que 5%

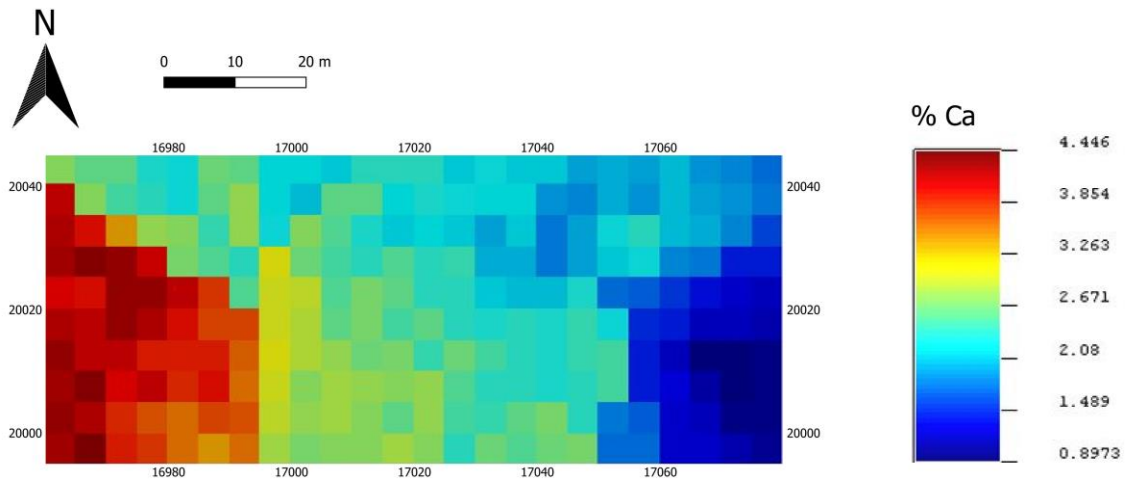


Figura 4.16 Media local Ca (promedio de 100 realizaciones)

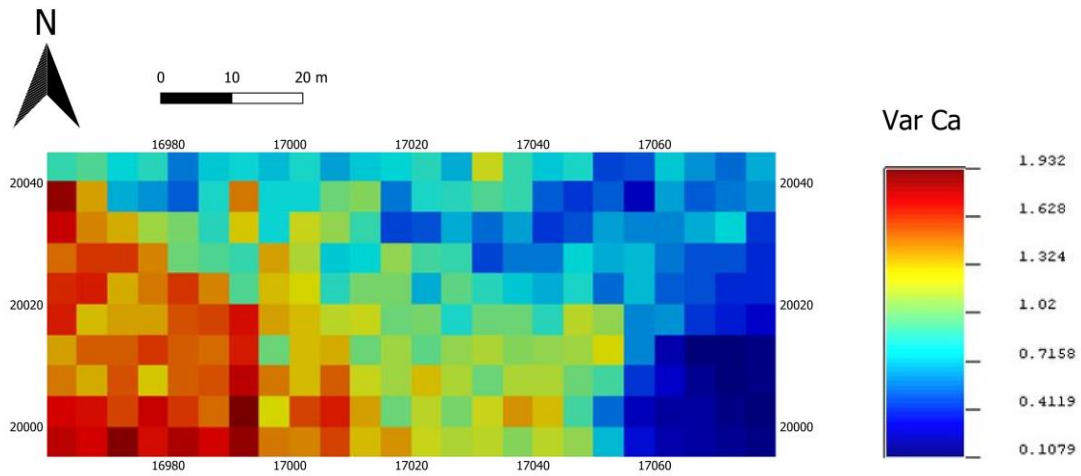


Figura 4.17 Varianza local Ca (varianza de 100 realizaciones)

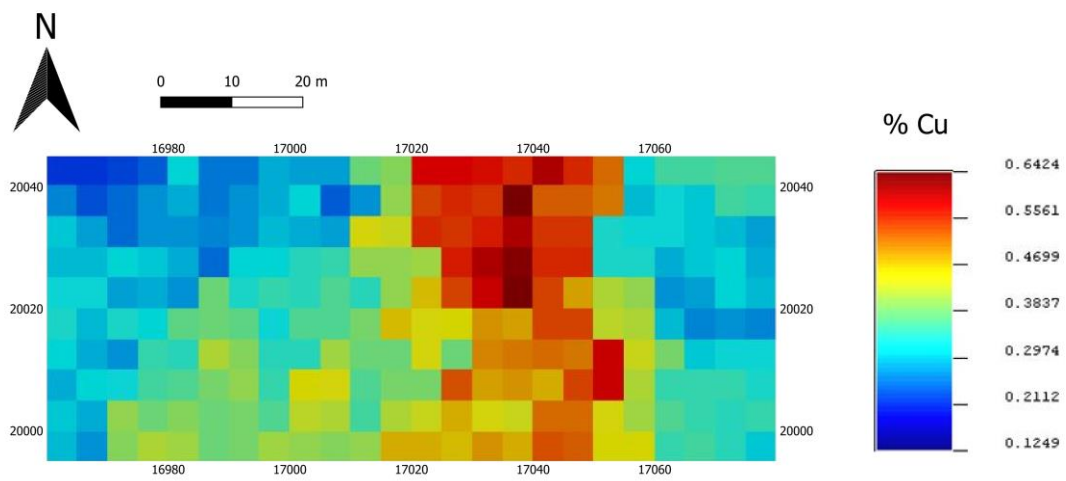


Figura 4.18 Media local Cu (promedio de 100 realizaciones)

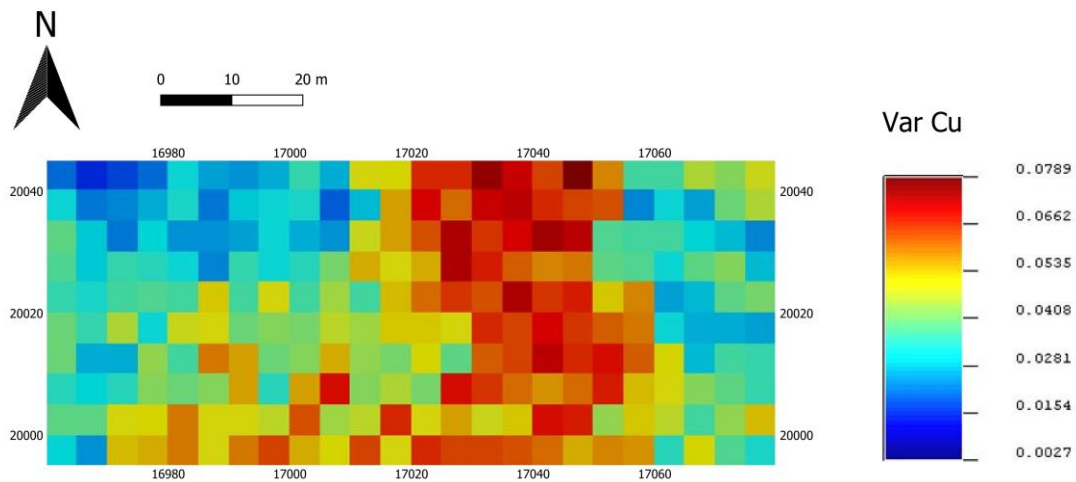


Figura 4.19 Varianza local Cu (varianza de 100 realizaciones)

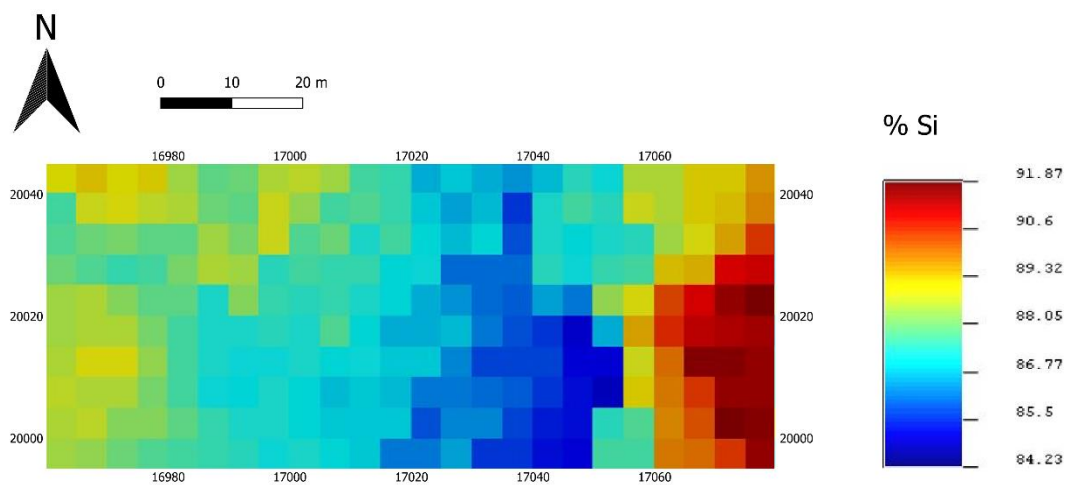


Figura 4.20 Medial local Si (promedio de 100 realizaciones)

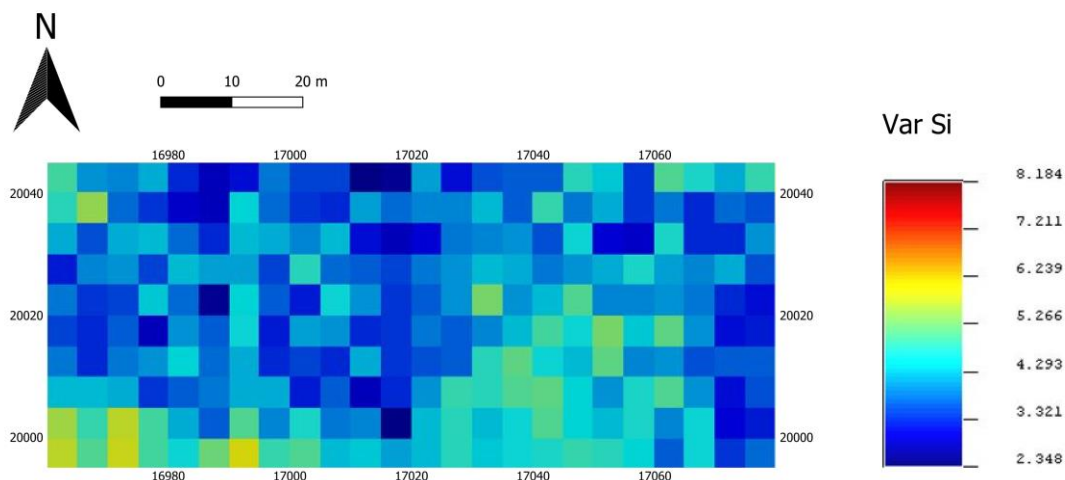


Figura 4.21 Varianza local Si (varianza de 100 realizaciones)

4.6 DEFINICION PARAMETROS DES

Ya realizadas las simulaciones multivariantes respectivas, se procede a la evaluación de utilizar este pasivo ambiental mediante simulación de eventos discretos (DES). Siguiendo lo descrito en el estado del arte, la clave para poder manejar la incertidumbre geológica, además de poder predecir principales riesgos y mitigaciones asociadas a la ejecución de este proyecto, se decide extraer y explotar el pasivo mediante dos stockpiles. Para ello se clasifica el relave en función de la variable Fe (debido a su importancia económica a la hora de fabricar clinker), asociándolo tres pilas o stockpiles de acuerdo con las simulaciones geoestadísticas:

- Tipo de mineral 1 (> 5% Fe)
- Tipo de mineral 2 (entre 4-5% Fe)
- Residuos (<4%).

Para este caso particular, las concentraciones de los elementos limitantes están por debajo de los límites estipulados, por lo que no es necesario aplicar restricciones a la simulación estipulada. En caso contrario, sería necesario incorporar estas condiciones para obtener resultados útiles.

Similar a Navarra et al. (2019), se consideran dos modos de operación (A y B) para equilibrar los niveles de stockpiles con las tasas de producción de cemento, similares a las tasas de molienda y la alimentación de mineral entrante de la minería.

A pesar de una composición general para el depósito de relaves estimada en una mezcla promedio de 60-30-10 para el tipo de mineral 1, el tipo de mineral 2 y los desechos respectivamente, la planificación en mina de alto nivel sugiere que la mayor parte de las excavaciones iniciales podrían limitarse a áreas con un contenido de mineral tipo 2 ligeramente superior, como resultado, el Modo A consistirá en una mezcla aproximada de 45-55 de minerales 1 y 2.

A más largo plazo los pronósticos sugieren una variabilidad de distribución significativa, con una mezcla de áreas dominadas por los tipos de mineral 1 y 2. Debido a que el tipo de mineral 2 generalmente tiene un suministro más corto, un segundo Modo B, que consiste en una mezcla 90-10 de minerales 1 y 2, es necesario para evitar una escasez final. Esto permitirá una programación de producción fluida, equilibrios de alimentación estables, además de la selección y utilización constante de equipos de minería, todo lo cual puede resultar en menores costos operativos y de capital.

Bajo este marco conceptual, se supone que ambos modos exhiben un desempeño descendente similar en la producción de cemento industrial, excepto que el Modo B requiere una molienda adicional para descomponer los granos minerales más gruesos asociados con el tipo de mineral 1. Por otro lado, las tasas de producción de cemento bajo el Modo B son el 80% de los del Modo A. Los detalles de los parámetros para cada uno de los modos se resumen en la Tabla 4.6.

Tabla 4.6 Parámetros para modos de operación Ay B

		Throughput (t/h)	Ore 1 in feed (%)	Ore 2 in feed (%)
<i>Algebraic Notation:</i>		$f_{A,Cont,B,Cont}$	$W_{1A,1ACont,1B,1BCont}$	$W_{2A,2ACont,2B,2BCont}$
Mode A	Regular	25	45	55
	Contingency	16.25	100	0
Mode B	Regular	20	90	10
	Contingency	10	0	100
Deposit		-	65	35

Aunque el Modo A es claramente más productivo, su aplicación continua conducirá inevitablemente a desabastecimientos, ya que la fracción en peso del tipo de mineral 2 (W_{2A}) es mucho mayor que la del depósito (W_{2D}). Los modos de contingencia

para cada uno de los modos A y B también se incluyen en el caso de que ocurra un desabastecimiento antes de un apagado planificado.

Se ha realizado un análisis determinístico para equilibrar las fracciones de peso respectivas (W_{1A} , W_{1B} , W_{2A} , W_{2B}) y las tasas de rendimiento (r_A , r_B) con el pronóstico geológico (W_{1D} , W_{2D}), para el modelo de dos modos utilizando las siguientes ecuaciones (Navarra et al., 2019):

$$\begin{pmatrix} t_A \\ t_B \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} W_{2B}W_{1D} - W_{1B}W_{2D} \\ -W_{2A}W_{1D} + W_{1A}W_{2D} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} r_B \\ r_A \end{pmatrix}$$

en el que t_A y t_B representan el tiempo dedicado al Modo A y al Modo B, respectivamente. El rendimiento medio se determina de la siguiente manera (Navarra et al., 2019):

$$r = \left(\frac{W_{1A}W_{2B} - W_{2A}W_{1B}}{\left(W_{2B} \left(\frac{r_B}{r_A} \right) - W_{2A} \right) W_{1D} - \left(W_{1B} \left(\frac{r_B}{r_A} \right) - W_{1A} \right) W_{2D}} \right) r_B$$

También se pueden derivar ecuaciones similares para equilibrar los rendimientos entre cada uno de los modos regulares y sus modos de contingencia correspondientes (consulte Navarra et al., 2019, para detalles adicionales).

Salvo el riesgo de desabastecimiento, las ecuaciones anteriores indican una división 50-50 entre los modos A y B, con un rendimiento promedio correspondiente de 22,41 t/h. El objetivo del modelo es maximizar el rendimiento y, al mismo tiempo, minimizar el tamaño objetivo de las stockpiles para reducir los costos generales. Las pilas de almacenamiento más grandes requieren plataformas de almacenamiento y equipos de manipulación más grandes, así como mayores costos operativos para gestionar la elevación y el movimiento del material. En cualquier caso, la adopción de un modo adicional probablemente requerirá ciertas mejoras en la infraestructura y el equipo de almacenamiento.

El modelo opera bajo el supuesto de que las tasas de extracción exceden la capacidad de la planta. Con la planta actuando, así como un cuello de botella, se requieren reservas para mantener una alimentación de mineral constante. Como resultado, el mineral se extraerá a 25 t/h en el Modo A y 20 t/h en el Modo B para mantener el nivel de almacenamiento total objetivo.

A pesar de un nivel total constante de stockpiles, se espera que la proporción de tipos de mineral 1 y 2 fluctúe según el modo de operación. El Modo A debería provocar un aumento en la proporción de Mineral 1 en relación con el Mineral 2, con el efecto inverso esperado en el Modo B. El modo de operación se selecciona en función de los niveles de stockpiles individuales al final de una campaña de producción durante paradas planificadas cada 5 semanas.

Un análisis simple determina que el Modo B solo debe seleccionarse cuando el nivel de almacenamiento para el tipo de mineral 2 esté por debajo del umbral crítico de 3.910 t. Para el escenario actual, se espera que el nivel de almacenamiento de Mineral 2 disminuya en 115 t/día en el Modo A. Con una campaña de producción de 34 días, el nivel crítico para el Mineral 2 se calcula como $115 \text{ t} / \text{día} \times 34 \text{ días} = 3.910 \text{ t}$ (recuerde que el 'punto de reorden' es directamente proporcional a la tasa de consumo esperada y al tiempo de espera para reponer los niveles de stockpiles). Este cálculo determinístico no tiene en cuenta la incertidumbre geológica ni el riesgo de desabastecimiento relacionado. Específicamente, si la proporción real de un tipo de mineral dado es menor de lo esperado bajo un modo particular de operación, existe una posibilidad real de desabastecimiento hacia el final de una campaña de producción (ver Navarra et al., 2019 para ejemplos). Por lo tanto, debe considerarse si se aumenta el umbral para el tipo de mineral crítico y/o el nivel de almacenamiento total objetivo (y en qué medida) para mitigar el riesgo potencial de desabastecimiento.

En caso de que ocurra un desabastecimiento, una acción de recurso externa se integra en el modelo actual para ayudar a mantener la consistencia en la alimentación del mineral. La selección de una acción de recurso depende del momento del desabastecimiento y de las proporciones de tipos de mineral disponibles para mezclar. Si se produce un desabastecimiento durante una campaña de producción, se implementa un modo de contingencia en el que solo se consume el tipo de mineral disponible para permitir que el tipo de mineral agotado se acumule antes de volver al modo normal. Para el escenario actual, el modo de contingencia A solo consume el mineral 1, mientras que el modo de contingencia B solo consume el mineral 2 (Tabla 4.6).

Debido a que los modos de contingencia son mucho menos productivos que sus contrapartes regulares, la duración de los segmentos del modo de contingencia se ha establecido en 1 día, lo que hace que la planta alterne entre regular y de contingencia hasta el próximo cierre planificado. Los parámetros de segmento de tiempo para campañas de producción, paradas planificadas y segmentos de modo de contingencia se resumen en la Tabla 4.7.

Tabla 4.7 Resumen de parámetros de tiempo por segmento

Segment type	Duration (days)
Production campaign	34
Planned shutdown	1
Contingency modes	1
Regular modes	Indeterminate

Si el nivel crítico de mineral permanece por debajo del umbral seleccionado al final de una campaña de producción, la planta cambiará al modo alternativo de operación para reequilibrar las existencias.

4.7 DES VARIANDO TOTAL OBJETIVO DE STOCKPILES

El desarrollo e implementación del modelo actual en función de los parámetros determinados, se genera utilizando el software comercial DES (Rockwell Arena ©) con Visual Basic para Aplicaciones (VBA), obteniendo los resultados computacionales presentados en la Figura 4.22 y Figura 4.23. El modelo puede simular cientos de días de operación para evaluar la respuesta de todo el sistema a la incertidumbre geológica, mientras varía el mineral crítico y los niveles de stockpiles objetivos como variables de control. Como se describió anteriormente, el objetivo principal del modelo es maximizar el rendimiento y minimizar los niveles de almacenamiento. Cabe señalar que el modelo de simulación actualmente asume que el mineral se extrae hasta su finalización de una sola parcela a la vez con un turno de 10 horas por día.

El modelo tiene la flexibilidad de incorporar la incertidumbre geológica mediante la lectura de datos de diversas fuentes de archivos externos. Como se describe en el presente estudio, se integra datos de variabilidad geológica basado en el relave de Taltal en el norte de Chile. El modelo de Navarra et al. (2019) se ha reducido para reflejar un tonelaje más acorde al relave en estudio. El modelo se ha configurado de manera que dentro de cada réplica se procesan 480.000 t de mineral, lo que corresponde a aproximadamente 1.000 días de operación. El modelo también se ha ajustado para manejar un tercer tipo de material como residuo.

A diferencia de los niveles de stockpiles, este material de rechazo se acumula únicamente en función de la tasa de extracción y, por lo tanto, no tiene en cuenta las tasas de producción de la planta. Se calcula una tasa de acumulación de desechos ("rendimiento de rechazo") además de los rendimientos estándar de alimentación de mineral.

Para evaluar los efectos de los niveles de las variables de control establecidos en la respuesta de todo el sistema ante la incertidumbre geológica, se realizaron una serie de simulaciones para monitorear los rendimientos y el riesgo potencial de desabastecimiento.

El primer conjunto de simulaciones se llevó a cabo manteniendo constante el nivel crítico de Mineral 2 en 3.910 kt y variando los niveles objetivos totales de las stockpiles. Se consideraron cinco escenarios con niveles totales de stockpiles correspondientes a 1x, 1.5x, 2x, 3x y 5x del nivel de mineral crítico 2 seleccionado. Los resultados simulados para cada escenario se resumen en la Tabla 4.8.

Tabla 4.8 Tiempos en cada modo, para 5 escenarios variando el mineral crítico 2

Scenario:		1	2	3		4	5
Replications:		1	1	1	100	1	1
Critical Ore 2 Level (t):		3,910	3,910	3,910	3,910	3,910	3,910
Target Total Stockpile Level (t):		3910 (1x)	5865 (1.5x)	7,820 (2x)	7,820 (2x)	11,730 (3x)	19,550 (5x)
		Portion of time (%)					
Mode A	Regular	0	48	59	58	59	58
	Contingency	0	3	1	1	1	1
Mode B	Regular	61	39	37	36	37	38
	Contingency	36	7	0	2	0	0
Shutdown		3	3	3	3	3	3
Throughput (t/h)		16.16	21.53	22.92	22.51	22.90	22.90
Rejectput (t/h)		1.10	1.59	1.67	2.12	1.65	1.74
Replications with stockouts		-	-	-	66	-	-

De acuerdo con Navarra et al. (2019), el primer escenario muestra que la elección simple del nivel crítico de mineral utilizando el resultado determinístico, cuando la reserva total también es baja, hace que la simulación se ejecute estrictamente en el Modo B con un rendimiento promedio de solo 16,16 t/h. Este resultado no solo es significativamente más bajo que el valor determinístico de 22,41 t/h, sino que, además, la operación sufrió una escasez crónica de mineral tipo 1, como se muestra en la Figura 4.22.

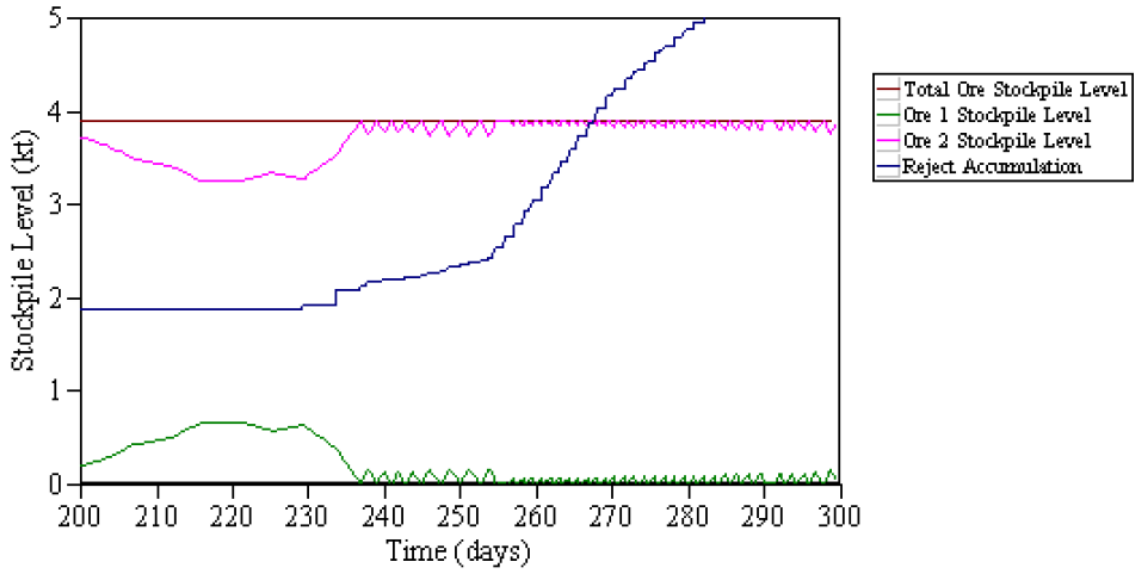


Figura 4.22 DES sobre relave Taltal para escenario 1 (nivel crítico de mineral simple)

Al aumentar el nivel total objetivo de stockpiles en solo 1,5 veces, ya muestra una mejora notable en la respuesta general del sistema. Este segundo escenario produjo una división casi pareja entre los Modos A y B (51-46, respectivamente), y un rendimiento promedio de 21,53 t/h, que están en general de acuerdo con ambas ecuaciones (dentro del 5% de diferencia). Sin embargo, la parte del tiempo que se pasa en los modos de contingencia de 10%, aún puede considerarse demasiado alta y sugiere que el riesgo de desabastecimiento podría mitigarse aún más.

Duplicar el objetivo de almacenamiento total (Escenario 3), sigue mostrando una ligera mejora con un rendimiento promedio de 22,92 t/h, debido a una mayor parte del tiempo empleado en el Modo A más productivo (60%). La respuesta general del sistema a la incertidumbre geológica también fue mucho más suave con solo el 1% del tiempo dividido en segmentos de modo de contingencia, como observa en la Figura 4.23. Los modos de contingencia se indican mediante el patrón de dientes de sierra dentados finos que resulta de la corta duración del segmento de contingencia de 1 día, observe la proporción significativa de segmentos del modo de contingencia entre ambos casos.

Los aumentos posteriores a los objetivos de las reservas (Escenarios 4 y 5) no identificaron cambios significativos en los datos simulados. Esto sugiere que el objetivo de almacenamiento total se mantiene mejor en niveles en el rango del doble del valor umbral de mineral crítico seleccionado para maximizar el rendimiento y mitigar el riesgo de desabastecimiento de mineral.

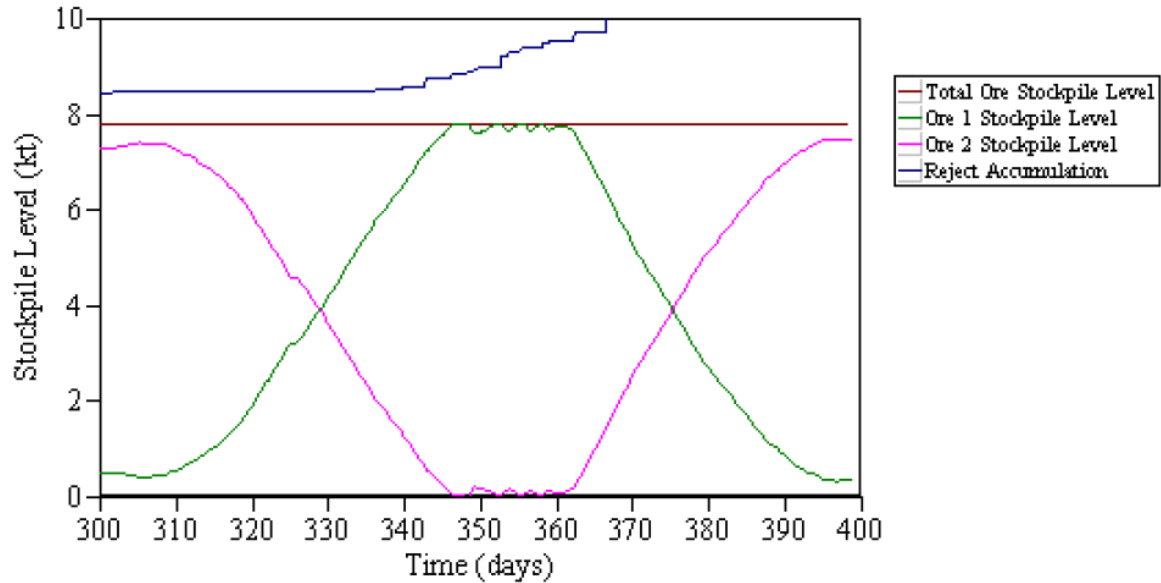


Figura 4.23 DES sobre relave Taltal para escenario 3 (nivel crítico de mineral x2)

Con base en estos hallazgos, el modelo se configuró utilizando los valores de los parámetros del escenario 3 para ejecutar 100 repeticiones, lo que corresponde a casi 100.000 días de funcionamiento simulados. Los resultados simulados de esta prueba fueron casi idénticos a los del escenario de replicación única (Tabla 4.8), excepto que aproximadamente 2/3 de las repeticiones experimentaron desabastecimientos.

Este elevado riesgo de desabastecimiento no fue evidente en el escenario de una única réplica y apunta a la alta variabilidad de los datos geoestadísticos de origen. Algunos de los períodos de desabastecimiento fueron relativamente frecuentes y sostenidos, lo que requiere la incorporación de materia prima externa como recurso de reacción para suministrar mineral directamente a la planta para mantener la producción. Se incorporó un mecanismo en el modelo para disminuir las tasas de extracción en un 25-50% después de un aumento repentino, para permitir una transición más suave a las condiciones normales de extracción, como se muestra en la Figura 4.24.

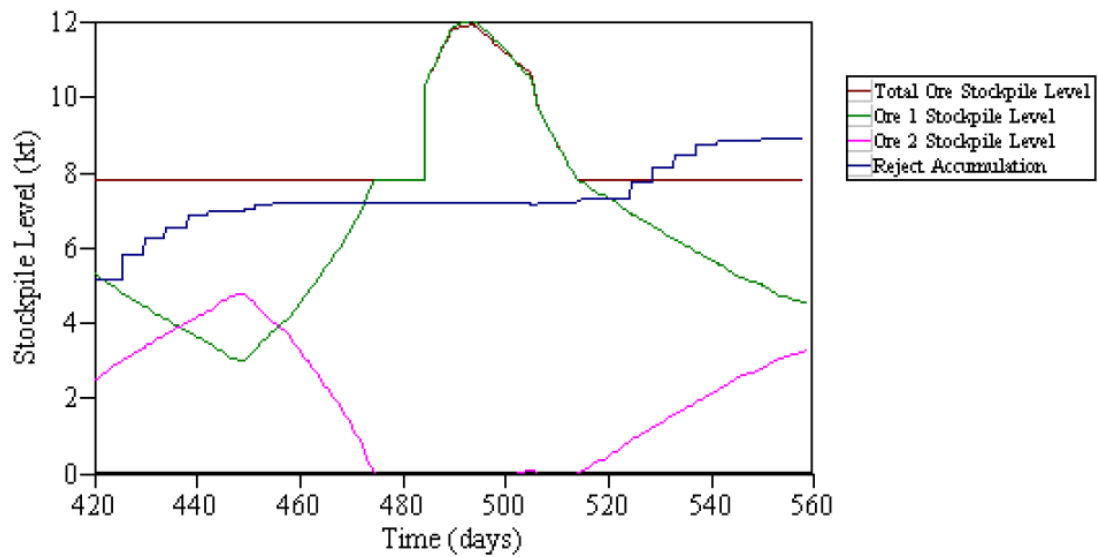


Figura 4.24 DES de relaves de Taltal aplicando reducciones de la tasa de extracción de 25%

Mayores reducciones en la tasa de minería provocan episodios mineros puntuados (Figura 4.25), que no son propicios para la planificación ni sustentables para una operación minera típica. Los aumentos repentinos se indican cuando el nivel de uno de los tipos de mineral aumenta por encima del nivel objetivo de la reserva total de mineral para proporcionar alimento directamente a la planta en respuesta a un desabastecimiento sostenido del otro tipo de mineral (rango de 480-510 días en ambas imágenes).

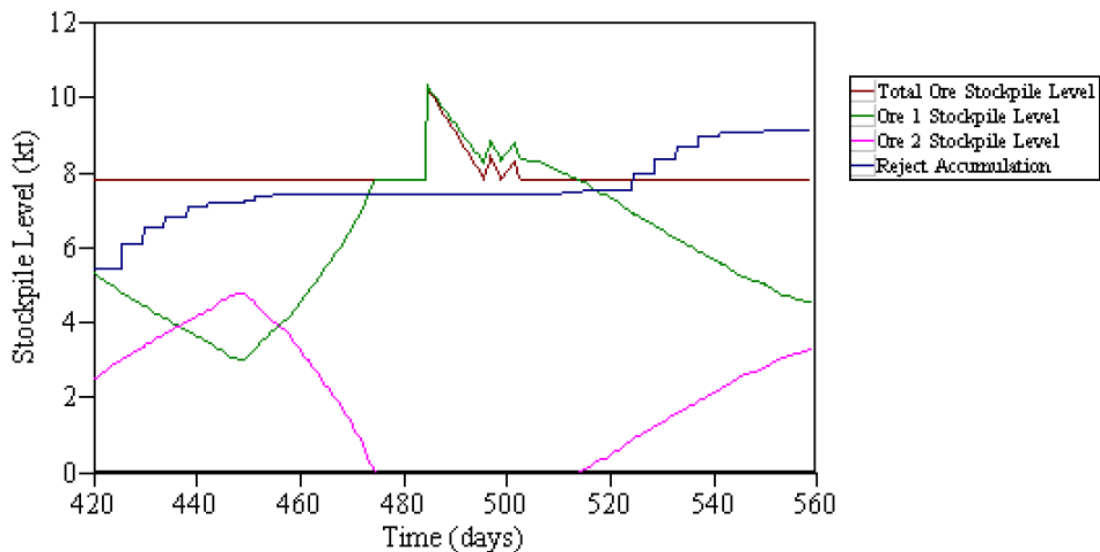


Figura 4.25 DES de relaves de Taltal aplicando reducciones de la tasa de extracción de 75%

4.8 DES FINAL VARIANDO EL NIVEL MINERAL OBJETIVO

Para mitigar el alto riesgo de desabastecimiento identificado (66% de las réplicas), se llevó a cabo un segundo conjunto de simulaciones para evaluar el efecto de aumentar el valor umbral crítico de mineral 2.

Se consideraron tres escenarios con niveles críticos de mineral correspondientes a 1.5x, 2x y 3x el valor determinista (3.910 t). De acuerdo con los hallazgos anteriores, los niveles objetivo de la reserva total de mineral se establecieron en el doble del valor de mineral crítico seleccionado. Los resultados simulados para cada escenario se resumen en la Tabla 4.9.

Tabla 4.9 Tiempos en cada modo, para 3 escenarios variando nivel total objetivo de stockpiles

Scenario:		6		7		8	
Replications:		1	100	1	100	1	100
Critical Ore 2 Level (t):		5,865 (1.5x)	5,865 (1.5x)	7,820 (2x)	7,820 (2x)	11,730 (3x)	11,730 (3x)
Target Total Stockpile Level (t):		11,730	11,730	15,640	15,640	23,460	23,460
		Portion of time (%)					
Mode A	Regular	56	60	56	61	56	61
	Contingency	0	1	0	0	0	0
Mode B	Regular	40	35	41	35	41	36
	Contingency	1	1	0	1	0	0
Shutdown		3	3	3	3	3	3
Throughput (t/h)		22.78	24.00	22.82	24.08	22.82	24.19
Rejectput (t/h)		1.65	2.40	1.56	2.39	1.64	2.48
Replications with stockouts		-	40	-	9	-	2

Estos resultados indican que el ajuste del umbral de mineral crítico no tuvo un efecto significativo en las tasas de rendimiento; sin embargo, se observaron disminuciones importantes en el número de períodos de desabastecimiento cuando el modelo se configura para 100 repeticiones (aproximadamente 100.000 días de funcionamiento). Al duplicar el valor del umbral crítico de Mineral 2, el número de réplicas simuladas que sufrieron escasez de mineral se redujo a menos del 10%.

Triplicar el valor crítico disminuyó el número de repeticiones con períodos de escasez de mineral hasta solo 2%. Esto reduce significativamente el factor de riesgo de desabastecimiento, pero también se deben tener en cuenta los crecientes niveles de stockpiles y los costos relacionados en el proceso de toma de decisiones.

4.9 RESULTADOS SIMULACION DE EVENTOS DISCRETOS (DES)

Como resultado final y guía de comparación del trabajo realizado, la Figura 4.26 muestra la distribución promediada en el tiempo de los modos operativos en respuesta a la incertidumbre geológica para dos escenarios diferentes. La imagen izquierda o configuración simple, se basa en los mismos datos del Escenario 3 sobre 100 repeticiones (Tabla 4.8), que se configuró utilizando un nivel de Mineral 2 crítico determinista simple de 3.910 t y un nivel total objetivo de stockpiles de 7.820 t (2x), en cambio la imagen derecha, presenta la configuración mejorada utilizando un valor crítico de 7.500 t y un nivel de almacenamiento total objetivo de 16.875 t (2,5x).

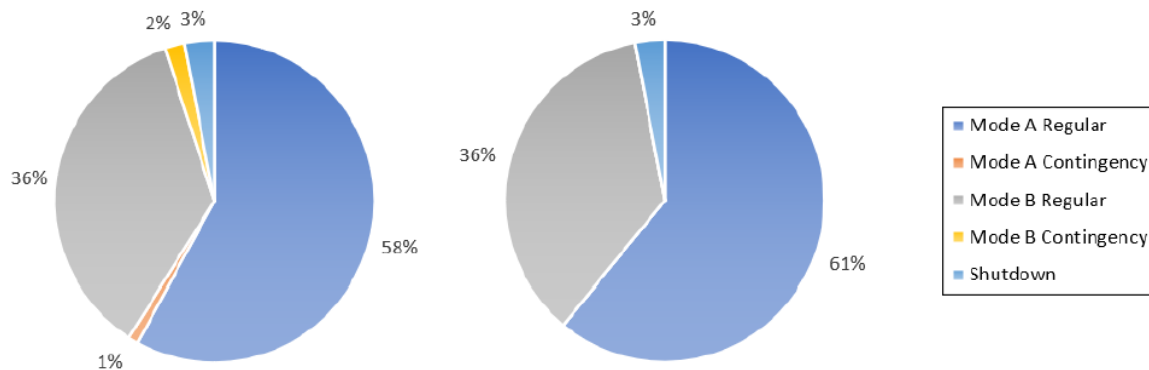


Figura 4.26 Distribución modos operativos promediados modelo simple (Izquierda) y configuración mejorada (Derecha)

Aunque un análisis similar concluye un objetivo determinístico de almacenamiento total de mineral de 3.952,5 t, las primeras pruebas de simulación indicaron una escasez de mineral casi crónica en tal escenario y destacaron la alta variabilidad del conjunto de datos geoestadísticos.

Como resultado, la configuración "simple" de la Figura 4.26, usó un nivel objetivo de almacenamiento total establecido en el doble del nivel crítico de mineral, es decir, 7.820 t.

La ilustración derecha representa una configuración de modelo mejorado, haciendo uso de las conclusiones de los primeros dos conjuntos de simulaciones descritos anteriormente. Esta política operativa mejorada también se basa en 100 repeticiones asociadas a cada una de las simulaciones geoestadísticas encontradas, donde se utilizó un umbral crítico de Mineral 2 de 7.500 t (casi el doble del valor

determinista) con un objetivo de almacenamiento total de 16.875 t (2.25 veces el valor crítico).

La distribución de los modos operativos entre los dos escenarios es similar, pero la configuración mejorada aplica el Modo A con un 3% más de frecuencia y no incluye ningún modo de contingencia; en general, esto da como resultado una operación ligeramente más productiva. A pesar de distribuciones similares, ambas aplicaciones de modelos se benefician de la capacidad de cambiar entre modos con relativa libertad debido a la variabilidad de los datos y al tiempo de extracción de cada parcela minera. La diferencia clave entre los dos escenarios radica en la exposición potencial al riesgo de desabastecimiento. La configuración "simple" es muy sensible al riesgo de desabastecimiento con escasez de mineral observada en aproximadamente 2/3 de las réplicas simuladas (Tabla 4.8), mientras que la configuración mejorada solo identificó el riesgo de desabastecimiento en el 3% de los ensayos.

Los resultados generales de estos estudios de simulación respaldan la flexibilidad del marco DES actual para integrar datos de variabilidad geoestadística con el fin de evaluar la respuesta de todo el sistema a la incertidumbre geológica.

El modelo de simulación es una extensión del trabajo conceptual reciente de Navarra et al. (2019) e incorpora un tercer tipo de material como rendimiento de residuos (es decir, "rendimiento de rechazo"). Un estudio de caso basado libremente en el sitio de relaves de Taltal en el norte de Chile demuestra cómo el modelo puede adaptarse para evaluar los factores de riesgo asociados con posibles aplicaciones de minería secundaria. Las simulaciones que utilizan estos datos de alta variabilidad indican la probabilidad de desabastecimiento de mineral en el sitio de Taltal, pero el modelo proporciona los medios para analizar el efecto de ajustar parámetros críticos y ayudar con la toma de decisiones.

La selección del tamaño de los equipos y las posibles actualizaciones de la infraestructura se pueden comparar con el capital adicional y los costos operativos asociados con las existencias más grandes. Dichos costos podrían potencialmente compensarse mediante la implementación de modos de operación alternativos para lograr mayores rendimientos y mitigar el riesgo de desabastecimiento.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

La tesis presenta una técnica innovadora, ya que se enfoca en la eliminación total del pasivo ambiental, generando un aporte importante en términos medio ambientales y en sustentabilidad de desechos mineros. La novedad de esta adaptación es la integración exitosa de datos de variabilidad reales derivados geoestadísticamente (mediante simulación multivariable), en un modelo DES.

Se estima la composición espacial de variables de interés en relave Taltal, el cual consiste en el complejo modelamiento en conjunto de 12 variables regionalizadas, a través de variografía multivariable y simulación por bandas rotantes.

El modelo actual DES que se realiza es una extensión del modelo reciente de Navarra et al. (2017a, 2019). De manera similar, este documento se centra en la variación geológica y su efecto en la coordinación de la gestión de stockpiles frente al rendimiento de la planta. El problema se considera en función del problema RQ de la teoría del inventario (Navarra et al., 2019).

Los datos de Taltal demostraron ser muy heterogéneos, lo que apunta al hecho de que los depósitos de relaves a veces son el resultado del procesamiento de diferentes tipos de minerales durante diferentes períodos de tiempo, como fue el caso aquí. Esto hace que la definición de unidades geometalúrgicas sea especialmente difícil y destaca los desafíos adicionales que enfrentan los depósitos de relaves en el contexto de las aplicaciones de minería secundaria. Los depósitos de relaves abandonados generalmente están mal documentados y requieren una caracterización mineralógica y química completa, con protocolos de muestreo cuidadosamente planificados y apropiados para el uso final previsto.

Para impulsar y promover aún más el concepto de usar relaves como una sustitución parcial de materias primas en la producción de clinker de cemento, se requieren más estudios de casos para generar diagramas de flujos realistas y determinar los parámetros más críticos que afectan las métricas de todo el sistema (Suazo et al., 2010). De manera similar a la dinámica de la fundición y la concentradora (Navarra et al., 2017b, 2019), la producción de cemento depende de una serie de etapas de molienda, que pueden crear importantes cuellos de botella. Esto da como resultado muchas variables potenciales capaces de afectar las políticas operativas y, por lo tanto, los cambios de modo.

En el caso de los relaves abandonados, donde la responsabilidad de la remediación del sitio generalmente recae en el estado, es probable que se necesiten esfuerzos sinérgicos de los socios académicos, gubernamentales y de la industria para generar suficiente interés y oportunidades para las plantas de producción de cemento

regionales centralizadas. El modelo actual supone que el mineral / material se extrae hasta su finalización de una sola parcela a la vez. Esto debe ampliarse en el trabajo futuro para manejar entradas en paralelo, posiblemente cada una con su propio conjunto de modos operativos. Esto tiene un valor significativo en múltiples niveles:

1. A escala de depósito, es factible que diferentes áreas de una mina tengan características geometalúrgicas completamente diferentes, cada una con sus propias clases de mineral que necesitan ser balanceadas.
2. El mismo concepto es válido a escala regional, como en el caso descrito de una planta de producción de cemento centralizada que recibe alimento de múltiples sitios diferentes en total. Como indican Navarra et al. (2019), tal escenario podría beneficiarse especialmente de un modelo de control supervisor.

Se debe reiterar que la incorporación de modelos geoestadísticos en un marco de DES para mejorar la coordinación de los procesos de extracción, almacenamiento y alimentación de minerales tiene un gran impacto para la industria minera en varios niveles. Este estudio proporciona un marco capaz de evaluar los posibles factores de riesgo operativo en el contexto de las aplicaciones mineras secundarias. Con el aumento de la acumulación de relaves en todo el mundo, esto puede tener implicaciones de gran alcance en términos de proyectos de recuperación y reducción de los riesgos inherentes para los seres humanos y el medio ambiente. También existen implicaciones potenciales para la planificación y el desarrollo sostenibles de operaciones futuras.

Por otro lado, con este relave se podría asegurar un flujo constante de materia prima con 5% de Fe para la elaboración de clinker, si bien, es menor a los valores estipulados en estudios previos como útil económicamente, su aplicación puede ser sopesada económicamente con su significativo aporte medioambiental, producto del importante porcentaje de material reutilizado. Adicionalmente, una aplicación de este tipo en relaves con condiciones geoquímicas óptimas tiene un muy buen pronóstico de poder ser reciclado al 100 por ciento.

Finalmente, si bien el relave no posee la química esperada para ser una próspera materia prima de clinker, se logra plasmar la utilidad de la metodología planteada en este proyecto, siendo aplicable a cualquier tipo de relave y generando una guía para su procesamiento, asegurando una fuente constante y útil para la elaboración de clinker, siempre y cuando, la geología existente lo permita.

6. BIBLIOGRAFIA

- Ames, S. P. C., Mendieta, J. M. L., & Peñaranda, J. A. A. (2015). Sistema de relleno con mortero de relave para mejorar la confiabilidad del sostenimiento en la minería subterránea. *Sinergia e innovación*, 3(2), 17-41.
- Altioik, T. & Melamed, B., 2007. *Simulation Modeling and Analysis with Arena*. Boston (MA): Academic Press.
- Boucher, A. & Dimitrakopoulos, R., 2009. Block simulation of multiple correlated variables. *Mathematical Geosciences*, 41(2), 215-237.
- Chilès, J.P. & Delfiner P, 2012. *Geostatistics: Modeling Spatial Uncertainty*. Wiley, New York.
- da Silva, F.L, Araújo, F.G.S., Teixeira, M.P., Gomes, R.C., & von Kruger, F.L., 2014. Study of the recovery and recycling of tailings from the concentration of iron ore for the production of ceramic. *Ceramics international*, 40, pp 16085-16089.
- Emery, X., 2008. A turning bands program for conditional co-simulation of cross-correlated Gaussian random fields. *Computers & Geosciences*, 34(1), pp. 1850-1862.
- Emery, X. & Lantuéjoul, C., 2006. TBSIM: A computer program for conditional simulation of three-dimensional Gaussian random fields via the turning bands method. *Computers & Geosciences*, 32(1), pp. 1615-1628.
- Emery, X. & Séguret, S.A., 2020. *Geoestadística de Yacimientos de Cobre Chilenos: 35 Años de Investigación Aplicada*. Caligrama, Sevilla.
- Gbadam, E., Awuah-Offei, K. & Frimpong, S., 2015. Investigation into Mine Equipment Subsystem Availability & Reliability Data Modeling Using DES. En: S. Bandopadhyay, ed. *Application of computers and operations research in the mineral industry*. Englewood (CO): Society for Mining, Metallurgy & Exploration, Inc.
- Greberg, J., Salama, A., Gustafson, A. & Skawina, B., 2016. Alternative process flow for underground mining operations: Analysis of conceptual transport methods using discrete event simulation. *Minerals*, 6(3), p. 65.

- Greberg, J., Salama, A., Gustafson, A. & Skawina, B., 2016. Alternative process flow for underground mining operations: Analysis of conceptual transport methods using discrete event simulation. *Minerals*, 6(3), p. 65.
- IMT, 2013. Ilustre Municipalidad de Taltal. [Online] Available at: <https://web.archive.org/web/20130725152531/http://www.taltal.cl/contenido/44/historia>.
- Barros Galvão, J.L., Días Andrade, H., Brigolini, G.J., Fiorotti Peixoto, R.A. & Mendes, J.C., 2017. Reuse of iron ore tailings from tailings dams as pigment for sustainable paints”. *Journal of Cleaner Production*, 200, pp 412-422.
- Lantuéjoul, C., 2002. *Geostatistical Simulation: Models and Algorithms*. Springer, Berlin.
- Mery, N., Emery, X., Cáceres, A., Ribeiro, D. & Cunha, E., 2017. Geostatistical modeling of the geological uncertainty in an iron ore deposit. *Ore Geology Reviews* 88, 336-351.
- Nageshwaraniyer, S., Kim, K. & Son, Y. J., 2018. A mine-to-mill economic analysis model and spectral imaging-based tracking system for a copper mine. *J. S. Afr. I Min. Metall.*, 118(1), pp. 7-14.
- Navarra, A., Alvarez, M., Rojas, K., Menzies, A., Pax, R. & Waters, K., 2019. Concentrator operational modes in response to geological variation. *Minerals Engineering*, 134(1), pp. 356-364.
- Navarra, A., Grammatikopoulos, T. & Waters, K., 2018. Incorporation of geometallurgical modelling into long-term production planning. *Minerals Engineering*, 120(1), pp. 118-126.
- Navarra, A., Rafiei, A. & Waters, K., 2017a. A systems approach to mineral processing based on mathematical programming. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 56(1), pp. 35-44.
- Navarra, A., Marambio, H., Oyarzun, F., Parra, R. & Mucciardi, F., 2017b. System dynamics and discrete event simulation of copper smelters. *Minerals & Metallurgical Processing*, 34(2), pp. 96-106.

- Onuaguluchi, O. & Eren, O., 2012. Recycling of copper tailings as additive in cement mortars. *Construction and building materials*, 37, pp 723-727.
- Pamparana, G., Kracht, W., Haas, J., Diaz-Ferran, G., Palma-Behnke, R. & Roman, R., 2017. Integrating photovoltaic solar energy and a battery energy storage system to operate a semi-autogenous grinding mill. *Journal of Cleaner Production*, 165(1), pp. 273-280.
- Romero, A.A. & Flores, S.L., 2012. Caracterización de la pasta de relave para su uso como relleno en labores mineras. *Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica*, 13(26).
- Rossi, M.E. & Deutsch, C.V., 2014. *Mineral Resource Estimation*. Springer, Dordrecht.
- Saldana, M., Toro, N., Castillo, J., Hernandez, P. & Navarra, A., 2019. Optimization of the heap leaching process through changes in modes of operation and discrete event simulation. *Minerals*, 9(7), p. 421.
- SERNAGEOMIN, 2018. *Geoquímica Depositos Relaves Chile.*, Santiago de Chile: SERNAGEOMIN.
- Shishvan, M. & Benndorf, J., 2014. Performance optimization of complex continuous mining system using stochastic simulation. In: H. J. Rodrigues, et al., editors. *Engineering Optimization*. Hoboken (NJ): Taylor and Francis, pp. 273-278.
- Suazo, C., Kracht, W. & Alruiz, O., 2010. Geometallurgical modelling of the Collahuasi flotation circuit. *Minerals Engineering*, 23(2), pp. 137-142.
- Tarshizi, E., 2015. Using Discrete Simulation & Animation to Identify the Optional Sizes and Locations of Mine Refuge Chambers. In: S. Bandopadhyay, ed. *Application of computers and operations research in the mineral industry*. Englewood (CO): Society for Mining Metallurgy & Exploration Inc. (SME).
- Taylor, H. F. W., 1978. *La química de los cementos*. Volumen 1. Urmo.
- Tripodi, E., Rueda, J., Cespedes, C., Vega, J. & Gomez, C., 2019. Characterization and geostatistical modelling of contaminants and added value

metals from an abandoned Cu-Au tailing dam in Taltal (Chile). *Journal of South American Earth Sciences*, 93(1), pp. 183-202.

- Vagenas, N., 1999. Applications of discrete-event simulation in Canadian mining operations in the nineties. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 13(1), pp. 77-78.
- Wackernagel, H., 2003. *Multivariate Geostatistics: An Introduction with Applications*. 3rd ed. s.l.:Springer Science & Business Media.
- Huang, X., Ranade, R., Ni, W. & Li, V.C., 2013. Development of green engineered cementitious composites using iron ore tailings as aggregates. *Construction and buildings materials*, 44, pp. 757-764.