



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**EVALUACIÓN DE VARIABLES DE DISEÑO DEL SISTEMA DE MINERÍA
CONTINUA A PARTIR DE EXPERIMENTACIÓN EN LABORATORIO**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE
MAGISTER EN MINERIA**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS**

LUIS FELIPE ORELLANA ESPINOZA

**SANTIAGO DE CHILE
SEPTIEMBRE, 2012**



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**EVALUACIÓN DE VARIABLES DE DISEÑO DEL SISTEMA DE MINERÍA
CONTINUA A PARTIR DE EXPERIMENTACIÓN EN LABORATORIO**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE
MAGISTER EN MINERIA**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS**

LUIS FELIPE ORELLANA ESPINOZA

**PROFESOR GUIA:
RAÚL CASTRO RUIZ**

**PROFESOR CO GUIA:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS**

**MIEMBROS DE LA COMISION:
FERNANDO LUND PLANTAT
MARIO VICUÑA MARÍN**

**SANTIAGO DE CHILE
SEPTIEMBRE, 2012**

RESUMEN

La tecnología de Minería Continua desarrollada por CODELCO constituye un quiebre tecnológico para sistemas de hundimiento, pues permitiría aumentar la tasa media de extracción desde 0,25 – 0,35 [t/d/m²] (LHD convencional) a valores sobre 1 [t/d/m²]. Por lo tanto, es de gran importancia soportar las decisiones directrices en torno a su diseño y operación, por cuanto los fundamentos de la minería de caving tradicional basados en reglas empíricas y modelamiento físico, no son directamente extrapolables a las particularidades del nuevo sistema.

El objetivo principal de esta tesis es el estudio y desarrollo, a través de la modelación a escala laboratorio, de los fundamentos que sustenten las características del diseño del Sistema de Minería Continua para una explotación tipo block/panel caving. Para ello, se busca establecer 1) el efecto de las variables de diseño del sistema en los índices operacionales, y 2) ver si se cumple la similitud dinámica de la modelación en laboratorio de la tecnología de minería continua a través de materiales granulares equivalentes. De acuerdo a la revisión realizada, no se ha reportado el uso de otros materiales que busquen simular el flujo granular distinto de grava, mineral o arena.

Entre los resultados experimentales, se estableció una diferencia en la media instantánea del sistema del 51%, 4,7 v/s 7,1 [t/ciclo] entre granulometrías $d_{50} = 0,9$ [m] (G1) y $d_{50} = 0,6$ [m] respectivamente. Se observó, con una granulometría G1, que una disminución de la sección de la galería en 27%, implica una reducción de la tasa de extracción media del 39%. Por otro lado, un equipo dozer de superficie frontal mayor en un 27%, aumenta la productividad del sistema en torno al 30%. Finalmente, un acortamiento de 1 [m] de la distancia entre la calle de producción y el punto de extracción, eleva la tasa en un 69% respecto del caso base.

A partir de estos resultados se propone un modelo lineal multivariable que estima la media productiva dentro de intervalos de interpolación definidos en esta investigación. Así también, se establecen las funciones de densidad de probabilidad que cuantifican la posibilidad de ocurrencia de la magnitud de la variable aleatoria [t/ciclo].

En cuanto a las colgadas, si bien se obtienen valores de frecuencia entre 100 – 660 [t/colg], los efectos de la resistencia de los fragmentos, la infraestructura minera y la granulometría predominan en esta investigación por sobre el efecto de la carga vertical observada. En efecto, la relación UCS/esfuerzo principal, se encuentra fuera de los rangos observados en la minería de caving actual.

De la similitud dinámica buscada a través de la fuerza de empuje del equipo dozer, ninguno de los materiales considerados permitió establecerla a esta escala. Sin embargo es posible definir factores de ajuste entre 3,0 a 3,8, que permiten estimar la fuerza requerida por el equipo a escala real.

Finalmente se ha concluido que para efectos de la modelación a escala laboratorio, debiese considerarse la utilización de mineral escalado geoméricamente proveniente del lugar de origen de la prueba. Como trabajo futuro, se sugiere explorar materiales tipo mortero o yeso, además de evaluarlos bajo condiciones de alta presión, a fin de establecer el efecto del cociente UCS/esfuerzo principal sobre las colgadas.

SUMMARY

The Continuous Mining System constitutes a technological breakthrough for caving systems, It would increase the average extraction rate from 0.25 - 0.35 [t/d/m²] (conventional LHD) to values greater than 1 [t/d/m²]. For that reason, it's very important to support the guideline decisions around its design and operation, since the development of the fundamentals of traditional caving mining, based on findings of physical modeling and experience in the field, are not directly extrapolated due to the characteristics of the new system.

The main objective of this thesis is the study and development, through laboratory scale modeling, of the fundamentals that could sustain the characteristics of the design of the Continuous Mining System for the exploitation of block/panel caving type. To do this, it is necessary to establish 1) the effect of the design variables of the system in the operational indexes and 2) the compliance of the dynamic similarity of the modeling in laboratory of the continuous mining technology through granular equivalents materials. In addition, according to published information, the use of materials that seek to simulate the granular flow different from gravel, mineral or sand, has not been reported.

Among experimental results, a difference was established on the instantaneous mean value of the system of 51%, 4,7 v/s 7,1 [t/cycle] between size distributions = 0,9 [m] (G1) and = 0,6 [m] respectively. It was noted that with a G1 size distribution, a decrease of 27% of the section leads to a reduction in the mean extraction rate of 39%. Also, dozer equipment with an increased surface of 27% raises productivity around 30%. Finally, a shortening of 1 [m] of the distance between the production lane and the extraction point, increases the extraction rate in 69% respect to the base case.

Based on experimental results, a multivariable linear model is proposed to estimate the productive mean value within interpolations intervals defined in this research. Also, probability density functions are established for probability quantification of the occurrence of the random variable [t/cycle].

As for hang-ups, even if frequency values comprised between 100 – 660 [t/colg] are obtained, the effects of rock strength, mining infrastructure and size distribution dominate in this research over the effect of the observed vertical charge. Moreover, the ratio UCS/principal stress is located outside the observed ranges in current caving mining.

Dynamic similitude at this scale for the considered materials couldn't be established through the thrust of the dozer equipment. However, it is possible to define adjustment factors in the range between 3,0 to 3,8 that allow estimating the force required by the equipment at real scale.

Finally, it was concluded that for laboratory scale modeling research, the use of geometrically scaled mineral from the place of origin of the test should be considered. As future work, the study of mortar and plaster type materials is suggested, comprising high pressure conditions, with the aim to establish the effect of the UCS/principal stress ratio over hang-ups.

AGRADECIMIENTOS

A la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad de Chile, al Laboratorio de Block Caving del Dpto. de Ingeniería de Minas y al Advanced Mining Technology Center (AMTC) por la entrega de la beca y recursos económicos que permitió financiar ésta tesis de Magister.

A la empresa Anglo American Chile por la beca “Minería de Excelencia” entregada en conjunto con la Universidad de Chile y a la Fundación Moisés Mellado, quienes permitieron financiar gran parte de mi carrera de pregrado.

Al profesor Raúl Castro por su apoyo, consejos y confianza durante mi permanencia en el Laboratorio. También a los profesores miembros de la comisión: Ernesto Arancibia, Fernando Lund y Mario Vicuña por su tiempo y disposición. Quisiera agradecer también a los profesores Aldo Casali y Javier Vallejos por sus consejos y aportes realizados a esta tesis.

A Rodrigo Silva de Idiem, a Manuel Cáceres del Dpto. de Ingeniería Civil y a David Veloz del Dpto. de Ingeniería de Minas por su trabajo, preocupación y colaboración constante.

Al grupo humano que forma el Departamento de Ingeniería de Minas por su buena disposición, en particular a Juanita.

Por supuesto, a todos quienes son parte importante de los buenos momentos que viví durante la Universidad. A mis compañeros desde el primer día Bernardo, Ignacio, Cristi y Trini.

A mis compañeros de carrera Jorge, Arturo, Emilio, Cristian y aquellos con los que compartí en el Centro de Alumnos.

A la “logia” Montserrat, Migue, Lucho y Daniela, por esos innumerables momentos fraternos, múltiples risas, sacadas de vuelta, cafés y eternos almuerzos. A Alida, Pablo y Kimie quienes también formaron parte de estas buenas costumbres. A Domingo por su apoyo incondicional.

Finalmente, agradecer a mi familia, mis padres Helen y Luis, y mis hermanos Carolina y Marcelo, quienes son mi pilar y soporte fundamental de mi vida.

ÍNDICE GENERAL

_Toc335171773

INTRODUCCIÓN	1
1.1 Antecedentes	1
1.2 Objetivos de la Investigación.....	3
1.3 Justificación de la Investigación	3
1.4 Alcances de la Investigación	5
1.5 Estructura de la Tesis.....	6
MINERIA CONTINUA.....	8
2.1 Descripción de la Tecnología de Minería Continua.....	8
2.2 Pruebas del sistema de minería continua	10
2.2.1 División El Salvador.....	10
2.2.2 Pruebas en Laboratorio.....	13
2.2.3 División Andina.....	17
2.2.4 Proyecto Modelación Física Minería Continua Fase 2.0.....	18
2.3 Conclusiones.....	19
METODOLOGIA EXPERIMENTAL	21
3.1 Antecedentes	21
3.2 Análisis de Similitud para la Minería Continua	21
3.2.1 Condiciones requeridas para similitud	22
3.3 Condiciones Generales de los Modelos	29
3.3.1 Escala	29
3.3.2 Condiciones de Diseño y Operación	30
3.3.3 Método de Extracción: Equipo Dozer Feeder	31
3.4 Flujo de materiales granulares	32
3.4.1 Materiales	33
3.4.2 Densidad y porosidad.....	35
3.4.3 Granulometría.....	36
3.4.4 Resistencia de Partículas y fragmentación	38
3.4.5 Abrasión	42

3.4.6	Angulo de fricción interna	43
3.5	Procedimiento de Trabajo General	44
3.5.1	Preparación del material.....	44
3.5.2	Llenado	45
3.5.3	Extracción	45
3.5.4	Rellenado	45
3.5.5	Otros procedimientos	45
3.6	Conclusiones.....	45
MODELACION FÍSICA PRUEBA DIVISIÓN ANDINA.....		48
4.1	Antecedentes	48
4.2	Plan Experimental	48
4.2.1	Diseño Modelo 3D.....	50
4.2.2	Granulometría Modelo 3D	51
4.2.3	Marcadores.....	52
4.2.4	Celdas de Carga.....	53
4.2.5	Modificaciones Equipo Dozer	54
4.2.6	Modificaciones Infraestructura Mina.....	55
4.2.7	Colgaduras y sistema de descuelgue.	56
4.3	Desarrollo Plan Experimental.....	58
4.3.1	Experimento 1.1	58
4.3.2	Experimento 1.2	59
4.3.3	Experimento 2	63
4.3.4	Experimento 3	66
4.3.5	Experimento 4	67
4.3.6	Experimento 5	68
4.3.7	Experimento 6	68
4.3.8	Experimento 7	70
4.3.9	Experimento 8	70
4.3.10	Experimento 9	72
4.3.11	Experimento 10	74
4.3.12	Experimento 11	75
4.3.13	Sistema de descuelgue	76
4.4	Resultados experimentales.	79
4.4.1	Productividad.....	79

4.4.2	Colgadas y Sistema de descuelgue	82
4.4.3	Presión de trabajo mínima	84
4.4.4	Esfuerzos.....	84
4.5	Conclusiones.....	87
MATERIALES EQUIVALENTES		91
5.1	Antecedentes	91
5.2	Plan Experimental	91
5.1.1	Modelo 2D	92
5.1.2	Celdas de Carga.....	94
5.1.3	Granulometría Modelo 2D	94
5.1.4	Marcadores.....	95
5.1.5	Colgadas	96
5.2	Caracterización propiedades materiales	98
5.2.1	Densidad	98
5.2.2	Factor de forma	98
5.2.3	Resistencia	99
5.2.4	Abrasión	100
5.2.5	Angulo de fricción	100
5.3	Desarrollo Plan Experimental.....	101
5.3.1	Mineral	101
5.3.2	Ladrillo	102
5.3.3	Carbón	103
5.3.4	Yeso.....	104
5.3.5	Mortero	105
5.3.6	Grava	106
5.4	Resultados Experimentales.....	107
5.4.1	Características de los materiales	107
5.4.2	Carga vertical sobre el dozer	110
5.4.3	Índices Operacionales Sistema 2D	113
5.5	Conclusiones.....	114
DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.....		116
6.1	Comparación modelación 2D y 3D.....	116

6.2	Tasa de extracción	118
6.2.1	Funciones de distribución de probabilidad	119
6.2.2	Diferencia estadística respecto del caso base	120
6.2.3	Modelo de Productividad	121
6.2.4	Aplicación modelo de productividad a Minería Continua División Andina	124
6.3	Colgaduras	126
6.4	Análisis Dinámico Sistema	129
6.4.1	Evaluación Análisis Dinámico	132
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		134
7.1	Antecedentes	134
7.2	Conclusiones.....	134
7.3	Recomendaciones y trabajos futuros	140
BIBLIOGRAFÍA		142
ANEXO A		146
	Sistema de Block/Panel Caving	146
ANEXO B		151
	Modelación Física en Minería.....	151
ANEXO C		157
	Análisis de Janssen -Walker	157
ANEXO D		161
	Forma de las partículas	161
ANEXO E		174
	Ensayo de Carga Puntual.....	174
ANEXO F.....		181
	Funciones de densidad de probabilidad.....	181
	Test de significancia estadística	191
	Regresión Multivariable	198

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Datos prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.	11
Tabla 2: Datos Extracción Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.	11
Tabla 3: Datos Fuerza Empuje Entrada Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.	12
Tabla 4: Datos Fuerza Empuje Salida Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.	12
Tabla 5: Prueba laboratorio 2D Minería Continua (Experimento 3) y resultados prueba Industrial División El Salvador, Codelco.	15
Tabla 6: Condiciones de Similitud.	27
Tabla 7: Factores de Escala.	28
Tabla 8: Factores de Escala Análisis Similitud $k_l = 1/50$	29
Tabla 9: Plan experimental Modelamiento 3D Minería Continua.	49
Tabla 10: Descripción nomenclatura plan experimental.	50
Tabla 11: Valores característicos distribuciones granulométricas modelo 3D en [cm].	52
Tabla 12: Características diseño caso base.	55
Tabla 13: Modificaciones infraestructura mina diseño 3D (equivalente a escala real).	55
Tabla 14: Resultados Experimento 1.1 con granulometría monotamaño $3/4''$	59
Tabla 15: Características de colgaduras del Exp. 1.1 Granulometría monotamaño de $3/4''$	59
Tabla 16: Resultados Experimento 1.2 con Granulometría monotamaño + $1/5 - 1/2''$	60
Tabla 17: Resultados índices de producción Experimento 2.	63
Tabla 18: Características de frecuencia de colgaduras Experimento 2.	64
Tabla 19: Resultados Experimentos 1.1, 1.2 y 2.	65
Tabla 20: Resultados índices de producción Experimento 3.	66
Tabla 21: Frecuencia de colgaduras Experimento 3.	66
Tabla 22: Resultados índices de producción Experimento 4.	67
Tabla 23: Resultados índices de producción Experimento 5.	68
Tabla 24: Resultados índices de producción Experimento 6.	69
Tabla 25: Resultados índices de producción Experimento 7.	70
Tabla 26: Resultados índices de producción Experimento 8.	71
Tabla 27: Frecuencia de Colgaduras del Experimento 8.	71
Tabla 28: Resultados índices de producción Experimento 9.	72
Tabla 29: Frecuencia de colgaduras del Experimento 9.	73
Tabla 30: Resultados índices de producción Experimento 10.	74
Tabla 31: Resultados índice de producción Experimento 11.	75
Tabla 32: Índice de Colgaduras Experimento 11.	76
Tabla 33: Resumen de los principales resultados experimentales Modelo 3D.	80
Tabla 34: Resumen de los principales resultados de los experimentos realizados Modelo 3D con valores a escala mina (Prototipo).	81
Tabla 35: Resumen de las colgaduras experimentación Modelo 3D.	83
Tabla 36: Esfuerzos en condición estática y extracción del Set Experimental.	86
Tabla 37: Comparación modelos a escala Laboratorio y mina del sistema dozer feeder.	87
Tabla 38: Principales resultados del modelo de minería continúa.	89
Tabla 39: Plan experimental Modelamiento 2D Minería Continua.	92
Tabla 40: Características diseño (equivalente escala real) Modelo 2D.	93
Tabla 41: Valores característicos distribuciones Granulométricas Modelo 2D.	95
Tabla 42: Densidad materiales.	98

Tabla 43: Resultados esfericidad, redondez y regularidad.....	98
Tabla 44: Resultados resistencia carga puntual	99
Tabla 45: Resultados Abrasión	100
Tabla 46: Resultados Angulo de fricción.....	100
Tabla 47: Resultados índices operacionales	101
Tabla 48: Resultados Colgaduras Mineral	101
Tabla 49: Resultados índices operacionales	102
Tabla 50: Resultados Colgaduras Ladrillo	102
Tabla 51: Resultados índices operacionales	103
Tabla 52: Resultados Colgaduras Carbón	103
Tabla 53: Resultados índices operacionales	104
Tabla 54: Resultados Colgaduras Yeso.....	104
Tabla 55: Resultados índices operacionales	105
Tabla 56: Resultados Colgaduras Mortero	105
Tabla 57: Resultados índices operacionales	106
Tabla 58: Resultados Colgaduras Grava	106
Tabla 59: Resumen de propiedades de los materiales en estudio	107
Tabla 60: Valores estimados, medidos y error relativo de carga vertical	111
Tabla 61: Resumen Resultados operacionales experimentación con materiales	113
Tabla 62: Productividad Modelo 2D comparada en términos escalados.....	113
Tabla 63: Resumen resultados índice de colgaduras experimentación con materiales.....	114
Tabla 64: Comparación en términos de colgaduras observadas durante experimentación modelos 2D (Alvarez, 2010) (Orellana, 2011) y 3D.	117
Tabla 65: Comparación entre experimentos 2D (Alvarez, 2010; Orellana, 2011) y 3D.....	117
Tabla 66: Tasa de extracción escaladas Modelo 3D de acuerdo a factor de escala k_{pk13}	118
Tabla 67: Parámetros funciones de densidad de probabilidad.....	119
Tabla 68: Cuadro resumen de la diferencia estadística en la productividad respecto de las variables de diseño.	121
Tabla 69: Estadísticas de la regresión para el Modelo 1	122
Tabla 70: Estadísticas de la regresión para el Modelo lineal multivariable para las medias.....	123
Tabla 71: Intervalo de interpolación modelo líneas multivariable para las medias de extracción	124
Tabla 72: Parámetros de diseño Prueba Minería Continua División Andina.....	125
Tabla 73: Factor de Similitud para la densidad.....	128
Tabla 74: Índice de colgaduras comparada en términos escalados de número de fragmentos	128
Tabla 75: Dimensiones modelo 2D	132
Tabla 76: Parámetros de entrada estimación teórica Fuerza Empuje dozer modelo 2D	132
Tabla 77: Fuerza Empuje dozer Teórico v/s Experimental Modelo 2D.....	133
Tabla 78: Fuerza Empuje dozer experimental medida y escalada v/s prueba industrial Salvador	133
Tabla 79: Factores de ajuste fuerza experimental con respecto a fuerza prototipo.....	133
Tabla 80: Efecto de las variables controladas sobre los parámetros operacionales del sistema de Minería Continua en la Experimentación 3D (S/I se define como no observado)	136
Tabla 81: Resultados sobre variables productivas de los materiales en modelamiento a escala.....	139
Tabla 82: Parámetros típicos que caracterizan el diseño, infraestructura y explotación del sistema de Block Panel Caving (Flores, Karzulovic, & Brown, 2004)	147
Tabla 83: Estudios realizados de modelos minas de Caving (Halim, 2004) (Orellana, 2011).	154
Tabla 84: Ejemplo de fragmentos de Carbón evaluados.....	162
Tabla 85: Carbón. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	162
Tabla 86: Estimación factor de forma. Carbón.....	163
Tabla 87: Ejemplo de fragmentos de mineral evaluados.....	164

Tabla 88: Mineral. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	164
Tabla 89: Estimación factor de forma. Mineral.....	165
Tabla 90: Ejemplo de fragmentos de grava evaluados.....	166
Tabla 91: Grava. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	166
Tabla 92: Estimación factor de forma. Grava.....	167
Tabla 93: Ejemplo de fragmentos de Mortero evaluados.....	168
Tabla 94: Mortero. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	168
Tabla 95: Estimación factor de forma. Mortero.....	169
Tabla 96: Ejemplo de fragmentos de Ladrillo evaluados.....	170
Tabla 97: Ladrillo. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	170
Tabla 98: Estimación factor de forma. Ladrillo.....	171
Tabla 99: Ejemplo de fragmentos de Yeso evaluados.....	172
Tabla 100: Yeso. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.....	172
Tabla 101: Estimación factor de forma. Yeso.....	173
Tabla 102: Datos de ensayo. Muestra Mineral.....	174
Tabla 103: Datos de ensayo. Muestra Mineral.....	175
Tabla 104: Datos de ensayo. Muestra Ladrillo.....	176
Tabla 105: Datos de ensayo. Muestra Yeso.....	177
Tabla 106: Datos de ensayo. Muestra Carbón.....	178
Tabla 107: Datos de ensayo. Muestra Mortero.....	179
Tabla 108: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 2.....	182
Tabla 109: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 3.....	183
Tabla 110: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 4.....	184
Tabla 111: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 5.....	185
Tabla 112: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 6.....	186
Tabla 113: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 7.....	187
Tabla 114: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 8.....	188
Tabla 115: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 9.....	189
Tabla 116: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 10.....	190
Tabla 117: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 11.....	191
Tabla 118: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 3.....	191
Tabla 119: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 4.....	192
Tabla 120: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 5.....	192
Tabla 121: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 6.....	193
Tabla 122: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 7.....	194
Tabla 123: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 8.....	194
Tabla 124: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 9.....	195
Tabla 125: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 10.....	196
Tabla 126: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 11.....	196
Tabla 127: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 5 y 7.....	197
Tabla 128: Estadísticas de Modelo multivariable.....	198
Tabla 129: Datos Modelo 2 de regresión de Medias.....	199
Tabla 130: Estadísticas de Modelo multivariable.....	199

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Esquema general de la Tecnología de Minería Continua.....	2
Figura 2: Esquema general equipo Dozer Feeder Tecnología Minería Continua	9
Figura 3: Equipo Panzer.....	10
Figura 4: Equipo Dozer Feeder	10
Figura 5: Ubicación módulo de prueba sistema Minería Continua División El Salvador, Codelco. En achurado, se indica el sector donde se realiza la prueba industrial.	10
Figura 6: Modelo físico 2D Minería Continua escala 1:50. (Alvarez, 2010).....	14
Figura 7: Modelo Numérico 2D Minería Continua escala 1:50. (Orellana, 2011)	16
Figura 8: Localización del sector de Validación Minería Continua División Andina, Codelco.	18
Figura 9: Equipo dozer escalado ubicado en punto de extracción.	31
Figura 10: Diseño equipo Dozer escalado $k_t = 1/50$. (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal. Unidades en centímetros [cm]......	32
Figura 11: Materiales a utilizar para la evaluación dinámica del sistema dozer Feeder (a) Mineral (b) Grava de río (c) Ladrillo (d) carbón (e) Yeso (f) Mortero.....	34
Figura 12: Ejemplo Curva Granulométrica.....	37
Figura 13: Determinación de esfericidad y redondez de partículas (Santamarina & Cho, 2004) (adaptado de Krumbein y Sloss, 1963)	40
Figura 14: Dimensiones relativas a la evaluación de redondez y esfericidad (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006)	41
Figura 15: IDIEM, U. de Chile. (a) Montaje de equipos ensayo de resistencia de carga puntual, (b) Montaje fragmento en equipo de ensayo de carga puntual	42
Figura 16: Modelo Minería Continua 3D a) Vista general del Modelo b) Diseño Batea 58° c) Isométrico galería de zanja.....	50
Figura 17: Granulometrías empleadas en evaluación Minería Continua modelo 3D Módulo Andina. a) Monotamaño $d_{50}=18$ [mm] (0.9 [m] escalado) b) Granulometría Andina Primario	51
Figura 18: Disposición marcadores modelo 3D. a) Vista transversal modelo: Disposición marcadores b) Isométrico disposición marcadores tercer nivel c) Marcadores dentro del modelo	53
Figura 19: Disposición celdas de carga en Modelo 3D a) Celda M02, M03 Y M04 b) Celda M00 y M01 c) Base del modelo.....	53
Figura 20: Dozer placa triangular (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal. Dimensiones en [mm] escala 1:50.....	54
Figura 21: Dozer placa ancha (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal. Dimensiones en [mm] escala 1:50	54
Figura 22: Dozer placa corta (a) vista en planta (b) vista longitudinal. Dimensiones en [mm] escala 1:50	55
Figura 23: Esquema general Diseño Modelo 3D. Dimensiones en [mm], escala 1:50.....	56
Figura 24: Clasificación de colgaduras Modelo 3D Minería Continua..	57
Figura 25: Sistema de descuelgue modelo minería continua 3D. a) Vista longitudinal, ubicación de lanzas por detrás del dintel b) vista transversal, sección lanzas y ubicación en el punto de extracción. Dimensiones en [mm]. Escala 1:50.....	58
Figura 26: Elipsoide de extracción en función de la masa extraída Experimento 1.2. a) Perfil Longitudinal b) Perfil transversal. Dimensiones en [cm], Escala 1:50.....	61
Figura 27: Vista en planta Modelo Minería Continua 3D	61
Figura 28: Esquema del efecto arco sobre el perfil transversal del modelo de minería continua e influencia sobre las celdas M01 y M03. Figura no se encuentra a escala.	62
Figura 29: Elipsoide de extracción en función de la masa extraída Experimento 2. a) Perfil Longitudinal b) Perfil transversal. Dimensiones en [cm], Escala 1:50.....	64
Figura 30: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 1	77

Figura 31: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 2	78
Figura 32: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 3	79
Figura 33: Estados conceptuales de distribución de los esfuerzos medidos	85
Figura 34: Esquema General Diseño Modelo 2D	93
Figura 35: Modelo 2D Minería Continua (Alvarez, 2010; Orellana, 2011)	94
Figura 36: Disposición de marcadores modelo 2D..	96
Figura 37: Clasificación de colgaduras Modelo 2D Minería Continua	97
Figura 38: Mineral fragmento (# DSCN1414) (a) Fragmento $d_{63,2}$ (b) Fragmento $d_{63,2}$ evaluado	99
Figura 39: Fragmentos Mineral pre y post ensayo carga puntual.....	99
Figura 40: Resultados Factor de forma materiales.	109
Figura 41: Esquema de fuerzas simplificado modelo Minería continua.....	130
Figura 42: Clasificación de los principales métodos mineros subterráneos (Brady & Brown, 2004)	146
Figura 43: Block caving con sistema de manejo de minerales LHD. (Hamrin, 2001).....	148
Figura 44: Block caving con sistema de manejo de minerales de parrillas (Hamrin, 2001)	148
Figura 45: Vista en planta malla Teniente nivel de producción en mina de Block/Panel Caving, dimensiones en metros (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004)	149
Figura 46: Geometría de zonas de flujo (Kvapil, 1965)	155
Figura 47: Teoría de flujo aislado. Espaciamiento máximo/mínimo zonas de tiraje basado en diámetro de tiraje aislado (Laubscher, 1994)	155
Figura 48: Modelo Minería Continua, no a escala.	158
Figura 49: Análisis diferencial Janssen – Walker (Nedderman, 1992).	158
Figura 50: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Mineral	175
Figura 51: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Grava	176
Figura 52: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Ladrillo.....	177
Figura 53: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Yeso.	178
Figura 54: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Carbón.	179
Figura 55: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Mortero.....	180

CAPITULO 1

INTRODUCCIÓN

Este capítulo presenta la introducción al tema de investigación presentando los antecedentes, objetivos, su justificación, alcance y su estructura.

1.1 Antecedentes

La Corporación Chilena del Cobre (CODELCO) es una empresa minera estatal cuyo origen y misión está relacionado con la explotación de reservas minerales, a partir del proceso de nacionalización del cobre ocurrido durante el gobierno del Presidente Salvador Allende en el año 1972.

La empresa cuenta con divisiones a lo largo del país entre las ciudades de Calama (II Región) y Rancagua (VI región), explotando como productor mundial principal, minerales de cobre alcanzando una participación del mercado local en torno al 33% (Ávila, Jara, & Pérez, 2010).

Actualmente, la mayor producción total de cobre fino proviene de la explotación que se desarrolla principalmente a través del método de minería cielo abierto (Chuquicamata, Ministro Hales, Andina y Gaby) mientras que aproximadamente 720 [kt/año] de cobre fino son explotados a través de métodos subterráneos (El Teniente, Andina, El Salvador), principalmente por el sistema Block/Panel Caving (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008).

En estas últimas operaciones, desde 1982 se utiliza la configuración del nivel de producción denominada malla Teniente con equipos LHD de 5 [yd³], alcanzando productividades de 800 [t/turno] por equipo (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004). Hasta la fecha, el diseño ha sido aplicado exitosamente con equipos LHD¹ de mayor capacidad y rendimientos. Esto ha significado un aumento de las tasas de extracción en la mayor parte de las minas de Block/Panel Caving del mundo y en particular, en las principales minas subterráneas de CODELCO.

A medida que avanza la profundización de los yacimientos actualmente explotados por minería a cielo abierto, ha generado la necesidad de evaluar proyectos de transición hacia métodos mineros subterráneos masivos que permitan al menos mantener, en función del plan de desarrollo estratégico de la compañía, la producción del metal.

Este plan proyecta llevar la producción de mineral por la vía subterránea desde 200 [kt/d] a 500 [kt/d]. Sin embargo, un simple análisis de la producción potencial de las

¹ Un LHD (por el inglés Load Haul Dump) o cargador frontal subterráneo, es uno de los equipos de transporte de mineral más usados hoy en la industria

minas Salvador, Andina, El Teniente y Chuquicamata, y considerando la tecnología actual de extracción de mineral basada en LHD de grandes dimensiones, llega a la conclusión de que no es posible el nivel de producción propuesto. (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008).

Considerando lo anterior, por más de 10 años se ha desarrollado un programa de investigación liderado por IM2² con el objetivo de encontrar el mecanismo mediante el cual, sea posible incrementar las tasas de producción de los sistemas subterráneos y con ello satisfacer la demanda del Plan de Desarrollo de la compañía.

El resultado de este desafío se denominó bajo el concepto de *Minería Continua* (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008) el cual tiene como fundamento el desarrollo de un sistema de manejo de minerales completamente automatizado, que permite la extracción simultánea desde distintos puntos de extracción y a mayores tasas. El diseño y construcción del equipo estuvo a cargo de CODELCO a través de IM2 y de la empresa alemana DBT³.

Todo lo anterior supone un quiebre tecnológico para sistemas subterráneos de hundimiento, pues permitiría aumentar la tasa media de extracción desde 0,25 – 0,35 [t/d/m²], en el caso de un sistema LHD convencional, a valores mayores inclusive que 1 [t/d/m²] (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008). Luego para 7.000 [m²] de área en producción, se podrían extraer hasta 7.000 [t/d] versus 2450 [t/d] equivalentes a explotar la misma superficie pero con tasas convencionales (sistema LHD).

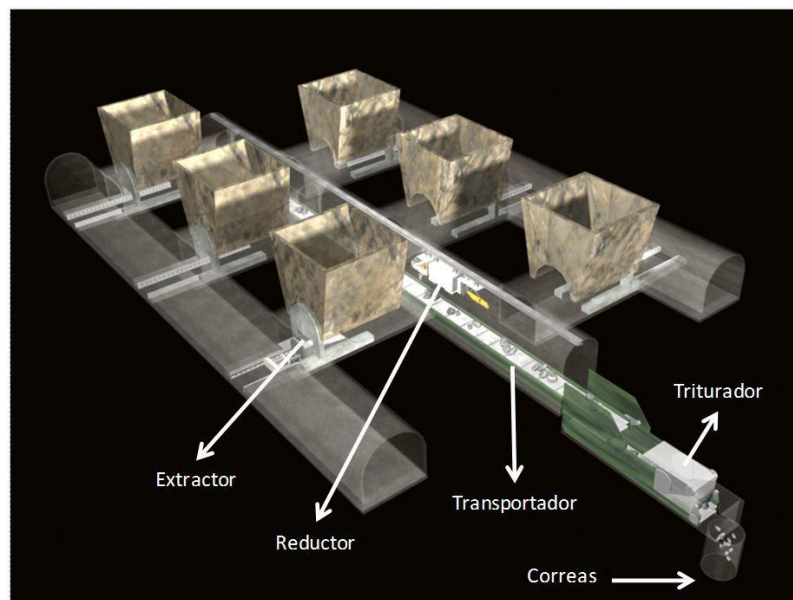


Figura 1: Esquema general de la Tecnología de Minería Continua

² Instituto de Innovación en Minería y Metalurgia de CODELCO

³ Deutsche Bergbau Technik, hoy adquirida por CATERPILLAR.

1.2 Objetivos de la Investigación

El objetivo principal de esta tesis es el estudio y desarrollo, a través de la modelación a escala laboratorio, de los fundamentos que sustenten las características del diseño del Sistema de Minería Continua para una explotación tipo block / panel caving. Para ello, se busca establecer:

1. El efecto de las variables de diseño del sistema en los índices operacionales, y
2. Si se cumple la similitud dinámica de la modelación en laboratorio de la tecnología de minería continua a través de materiales granulares equivalentes o tipo roca.

El conocimiento obtenido a partir del desarrollo experimental se complementa con los resultados provenientes de las pruebas a escala industrial y la experimentación previamente desarrollada por el Laboratorio de Block Caving de la Universidad de Chile.

Se han identificado una serie de actividades en relación al cumplimiento de los objetivos antes mencionados:

1. Definir el diseño de un punto de extracción del sistema de Minería Continua emplazado en el módulo del sector Andina y generar cambios en su infraestructura para ser evaluados a escala laboratorio.
2. Estudiar los mecanismos de flujo granular de un punto aislado en un modelo físico en 3D y 2D.
3. Describir cualitativamente el funcionamiento de un sistema de descuelgue para el sistema de minería continua.
4. Estudiar a partir de distintos materiales, el comportamiento del sistema en función de lograr la similitud dinámica del modelo a escala laboratorio.
5. Estudio de la escalabilidad de los resultados cuantitativos.
6. Estudiar el efecto de las propiedades relacionadas con el flujo granular de los materiales tipo roca a utilizar.

1.3 Justificación de la Investigación

El desarrollo de la tecnología de Minería Continua constituye un quiebre tecnológico en el diseño y operación de minas subterráneas de Block/Panel Caving, luego de la incorporación del sistema LHD, como consecuencia de la necesidad de aumentar las tasas de extracción en el sistema subterráneo.

Soportar las decisiones directrices en torno a su implementación y operación resulta de gran importancia por cuanto el desarrollo de los fundamentos de la minería de caving tradicional está basado en guías y conclusiones obtenidas del modelamiento físico y experiencia en terreno, por lo que el conocimiento actual no es necesariamente extrapolable.

Se requiere en consecuencia, el desarrollo de nuevos conocimientos, esta vez orientados propiamente hacia la innovación del sistema de extracción tan particular como el que representa la Minería Continua.

En línea con lo anterior, esta investigación tiene por objetivo aportar en el estudio y desarrollo, a través de la modelación a escala laboratorio, de los fundamentos que sustenten el diseño de la tecnología de minería continua para la explotación de sistemas de Block Panel Caving.

Se espera como resultado, establecer el efecto de ciertas variables de diseño del sistema, tales como influencia de la infraestructura y granulometría, en los índices operacionales y con ello, proveer lineamientos o principios que sustenten los fundamentos de esta nueva tecnología.

Relacionado y como parte de esta investigación, se busca establecer también, la similitud dinámica de la modelación en laboratorio a través de materiales granulares equivalentes o tipo roca. De esta forma poder evaluar y recomendar aquel que pueda representar de mejor manera, y a la escala por evaluar, el comportamiento del sistema en estudio. En particular referido a las dificultades del modelo por representar la fuerza de empuje que debe ejercer el equipo dozer sobre el material en reposo que se encuentra en la galería de producción.

De acuerdo a la revisión realizada (ver Anexo B), no se ha reportado el uso de otros materiales granulares que busquen simular el flujo granular para minería de caving disintos de grava, mineral y arena. En consecuencia, se entiende como un aporte a la investigación científica la utilización de éstos en la evaluación del método de modelamiento físico.

Es parte de este desarrollo evaluar las propiedades de los materiales a utilizar que puedan afectar el fenómeno del flujo granular en términos generales, cuantificando y/o cualificando así, en función de los alcances, el efecto de éstas sobre la minería continua.

Sin embargo, se debe reconocer que los modelos físicos no pueden incorporar todas las condiciones encontradas en el sistema de caving, tales como fragmentación secundaria, compactación y proceso de hundimiento. No obstante, la modelación a escala aparece como una herramienta válida para la conceptualización de éste fenómeno y se espera avanzar en torno a la generación de conocimiento de esta nueva tecnología y así también, respecto del uso de ésta técnica en la evaluación de sistemas de extracción.

1.4 Alcances de la Investigación

Con el fin de contribuir a la comprensión general de la Tecnología de Minería Continua, se ha establecido en relación al enfoque de la investigación lo siguiente:

1. Una revisión comprensiva de la literatura disponible de los modelos de flujo granular a escala laboratorio que hayan sido desarrollados para la determinación de los fundamentos que sustentan el diseño y mecanismo de los sistemas de block/panel caving.
2. Un estudio del diseño de la Tecnología de Minería Continua, su conceptualización y revisión de las pruebas a escala mina y laboratorio a la fecha ya realizadas y por realizar.
3. Un estudio de las leyes de similitud que aplican al flujo granular que defina las condiciones de borde y operacionales a adoptar durante el desarrollo de la experimentación.
4. La revisión del efecto de las propiedades de los fragmentos de roca sobre el flujo gravitacional de materiales granulares.
5. La construcción de un modelo axisimétrico en 3D de un punto de extracción del sistema de minería continua destinado a la evaluación de las variables de diseño de infraestructura mina, de la geometría del equipo dozer feeder y de un sistema de descuelgue automático ad-hoc al sistema.
6. El desarrollo de una guía de diseño para la tecnología de Minería Continua relativa a las variables consideradas durante la realización del estudio y recomendaciones sobre el efecto de las propiedades de distintos materiales sobre la modelación a escala laboratorio.

La investigación anterior contempla la construcción de un modelo axisimétrico a escala 3D, la fabricación de equipos feeder dozer, un sistema de descuelgue, la detección y preparación de materiales granulares y la utilización de un modelo de similares características en 2D.

Los resultados de estos experimentos serán utilizados para identificar mejoras a desarrollar e inconvenientes a prever en la prueba industrial del sistema en la División Andina de Codelco a realizarse a partir del año 2013, así como también para el entendimiento sobre el uso de materiales distintos a grava y arena en el flujo gravitacional de materiales granulares en modelos físicos.

1.5 Estructura de la Tesis

Los resultados de la investigación desarrollada en este documento son presentados en los siguientes capítulos:

Capítulo 1, corresponde a la introducción del tema de tesis, donde se establece la necesidad de desarrollar la investigación, sus antecedentes, la justificación y la estructura de la tesis.

Capítulo 2, se refiere a la descripción de la tecnología de Minería Continua liderada y desarrollada por CODELCO-IM2⁴, la descripción de su funcionamiento, las pruebas a escala industrial a la fecha y futuras, además de la experimentación en laboratorio realizada destinada a la creación de una herramienta de evaluación más eficiente y menos costosa.

Capítulo 3, describe la metodología de la investigación en el desarrollo del modelo a escala laboratorio donde se presenta un análisis de similitud, se describe la caracterización empleada para los distintos materiales en evaluación y se estructura el plan experimental. El análisis de similitud es usado para definir las condiciones de borde e iniciales de los experimentos a desarrollar. Los test para la determinación de las características de los materiales que permiten describirlos y establecer el efecto de ellas sobre el fenómeno a investigar. El plan experimental incluye la descripción del modelo, los instrumentos a utilizar, las variables y los experimentos a realizar en función de los objetivos perseguidos.

Capítulo 4, presenta los resultados y el análisis de los experimentos conducentes a estudiar la evaluación de la tecnología de Minería Continua en un punto de extracción representado por un modelo 3D axisimétrico a escala laboratorio bajo las condiciones de operación de la División Andina de CODELCO. El efecto del cambio en la infraestructura minera del punto de extracción, modificaciones en el equipo feeder dozer e índices operacionales son presentados concluyendo respecto de los efectos esperados en la prueba industrial a realizar. En este set experimental, la evaluación cualitativa de un sistema de descuelgue automatizado también es realizada.

Capítulo 5, presenta los resultados y análisis de los experimentos conducentes a estudiar en el modelo axisimétrico de 2D el efecto de las propiedades de los materiales en el sistema de Minería Continua. Junto con ello, la descripción de las propiedades de los materiales observadas y además, el análisis del efecto éstas sobre el funcionamiento del equipo dozer y las fuerzas que este requiere para su accionar en relación a determinar aquel material que permita generar una mejor descripción del fenómeno considerando la escala del modelo y las leyes de similitud.

Capítulo 6, corresponde a la discusión sobre los resultados en torno a los parámetros de diseño en la infraestructura del punto de extracción y el equipo dozer feeder; y su efecto sobre los índices operacionales del sistema de minería continua. Se presentan análisis estadísticos para la productividad media en función de las distintas variables de

⁴ Instituto de Innovación en Minería y Metalurgia, CODELCO, Chile

diseño consideradas en el set experimental. Se discute en torno a la formación de colgaduras y a la representación mediante los materiales abordados en esta investigación, de la similitud dinámica representada por la fuerza de empuje del equipo dozer.

Capítulo 7, es el capítulo de conclusiones el cual resume los principales resultados de este trabajo de tesis. Además, se presentan recomendaciones relacionadas con el trabajo futuro de la línea de investigación en torno a la tecnología de minería continua a escala laboratorio.

CAPITULO 2

MINERIA CONTINUA

La principal compañía productora de cobre del mundo CODELCO a través de IM2, ha desarrollado la tecnología denominada Minería Continua destinada a la explotación de minería por hundimiento a grandes tasas de producción. Este quiebre tecnológico nace con un cambio de paradigma y es respuesta a las necesidades de la industria como consecuencia de la disminución proyectada de cobre fino producto del proceso de transición de minería a cielo abierto a subterránea de sus principales operaciones.

En el presente capítulo se pretende explicar el funcionamiento del sistema de Minería Continua en cuanto a sus componentes y alcances y el plan de desarrollo de pruebas a escala mina y laboratorio realizado por la Corporación.

2.1 Descripción de la Tecnología de Minería Continua

La tecnología de Minería Continua contempla la extracción de material fragmentado a través de puntos de extracción individuales, dispuestos en una malla rectangular con puntos alternados, equipados con extractores estacionarios tipo alimentadores de placas denominados Dozer Feeder que alimentan un transportador continuo. El transportador continuo a su vez, descarga a un triturador tipo Sizer ubicado en su extremo, el cual reduce el tamaño de la roca hasta hacerla compatible con un sistema de transporte por correas que se encuentra aguas abajo.

El sistema se encuentra diseñado bajo la restricción de que previamente el macizo rocoso haya sido tratado con el proceso de Pre-Acondicionamiento (PA). El propósito del PA es modificar las características del macizo agregándole nuevas fracturas, para cuyo efecto se han desarrollado dos mecanismos denominados fracturamiento hidráulico (FH) y/o de debilitamiento dinámico por explosivos (DDE).

La operación del Dozer requiere una galería de servicio entre las galerías de producción para acceder a los puntos de extracción y para instalar las unidades hidráulicas de accionamiento de los extractores así como también, en caso de ocurrencia de alguna interferencia operacional (como sobretamaño) se pueda retirar rápidamente y luego introducir sobre la pila de material para continuar con el proceso de extracción.

El equipo Panzer es el encargado de transportar el mineral proveniente de los puntos de extracción hacia el equipo de reducción de tamaño interior mina. Su accionar se produce por el trabajo solidario entre barras planas (o placas de arrastre) y cadenas que son tiradas por un eje dentado que actúan sobre una base fija.

Se presenta en las siguientes fotografías a continuación un transportador de cadenas o Panzer y el equipo Dozer Feeder dispuestos en una mina subterránea.

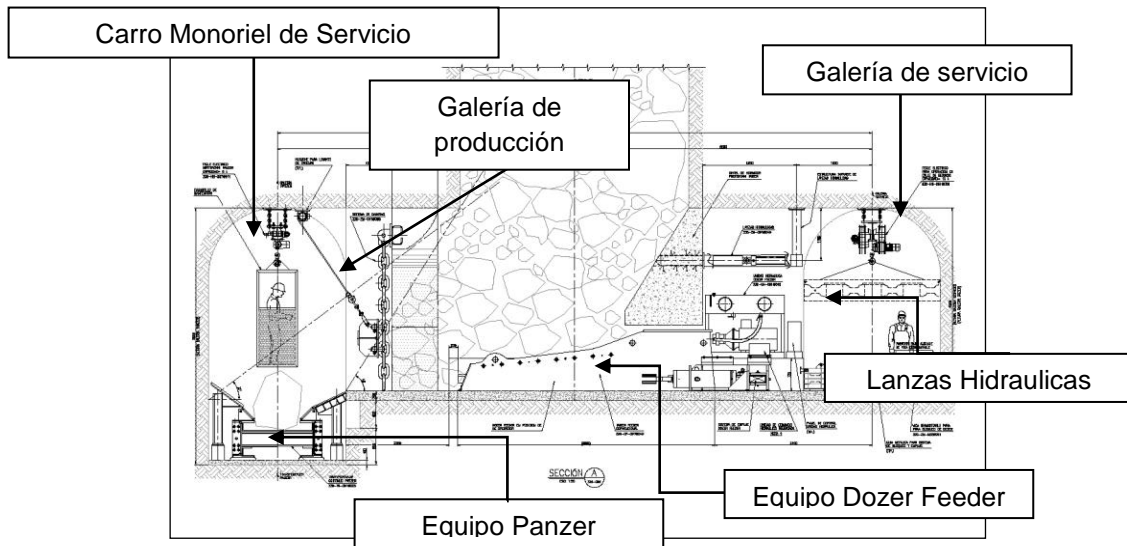


Figura 2: Esquema general equipo Dozer Feeder Tecnología Minería Continua⁵

Finalmente, la descarga se produce sobre un chancador tipo Sizer MMD #1150 con el objetivo de reducir el tamaño de los fragmentos, previendo la compatibilidad con el transporte de correas aguas abajo.

Una característica que permite el diseño de estos equipos estacionarios, es utilizar tecnología de comando remoto para operar los sistemas permitiendo minimizar los riesgos sobre las personas e incrementar la eficiencia operacional del sistema. Las únicas operaciones que deben hacerse en terreno son las de mantención o reparación y las de reanudación del flujo de mineral por interrupciones generadas por la presencia de rocas de sobre-tamaño.

En conclusión los principios en los que se fundamente la tecnología de Minería Continua se resumen en:

- a) Cambio de la fragmentación in situ del macizo.
- b) Extracción Continua
- c) Reducción de tamaño temprano
- d) Transporte Continuo
- e) Proceso automatizado.

⁵ En la Figura 2, se muestra un perfil longitudinal del equipo dozer instalado en un punto de extracción tipo del Sistema de Minería Continua. Se observan dispuestos los equipos panzer (encargado de transportar el mineral proveniente de los puntos de extracción hacia el equipo de reducción de tamaño interior mina) y dozer. El primero de ellos, ubicado en la galería de producción del sistema. Esta galería cuenta adicionalmente con un carro monorriel, el cual trasladará un brazo mecánico destinado a los procesos de reducción secundaria, entre otros. La galería de servicio indicada en la figura, es necesaria para acceder a los puntos de extracción y para instalar las unidades hidráulicas de accionamiento de los extractores así como también, en caso de ocurrencia de alguna interferencia operacional. Las lanzas hidráulicas, corresponden a un sistema de descuelgue ideado con el objetivo de disminuir los tiempos de interferencia producidos por colgaduras. En esta tesis de magister, se evalúa cualitativamente el sistema.

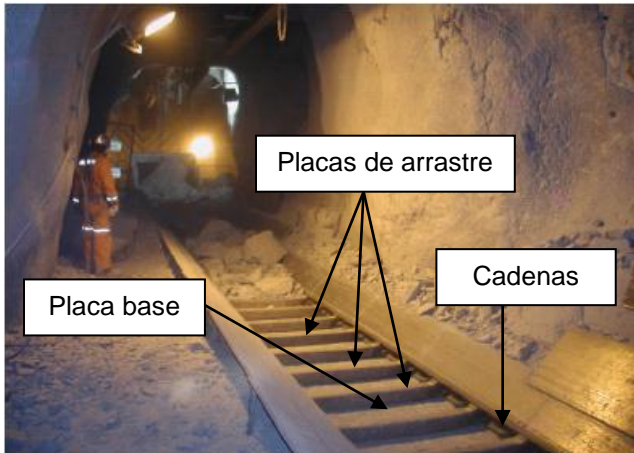


Figura 3: Equipo Panzer; encargado de transportar el mineral proveniente de los puntos de extracción hacia el equipo de reducción de tamaño interior mina. En la figura se observa su disposición en una galería de producción tipo.

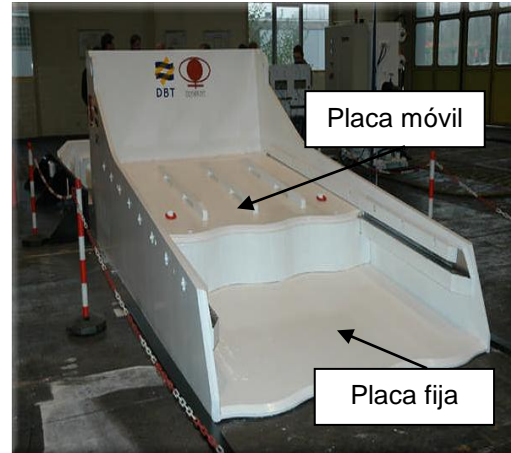


Figura 4: Equipo Dozer Feeder; se observa el extractor continuo tipo alimentador de placa, la placa móvil, que genera el movimiento de la roca, y la placa fija que permanece estática durante el proceso de extracción.

2.2 Pruebas del sistema de minería continua

2.2.1 División El Salvador

Entre el año 2006 y marzo del 2007 se realizó la construcción y puesta en marcha del módulo de prueba del nuevo sistema de manejo de materiales en la Mina El Salvador siendo supervisada por equipos desde la compañía estatal y DBT. Entre marzo y noviembre de 2007 se finalizaron las obras de perforación y tronadura desde el nivel de hundimiento y producción del sistema continuo. La prueba entró en régimen durante Diciembre de 2007.

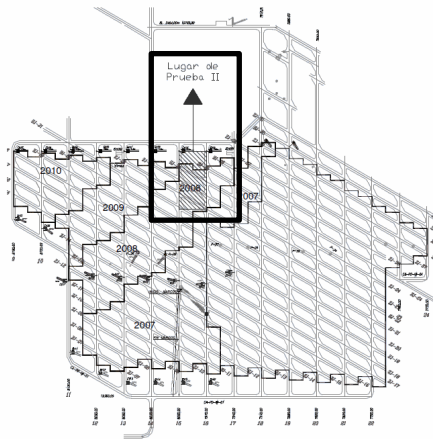


Figura 5: Ubicación módulo de prueba sistema Minería Continua División El Salvador, Codelco. En achurado, se indica el sector donde se realiza la prueba industrial.

Las condiciones de evaluación consideraron un módulo con 4 puntos de extracción operando el sector de la mina Inca Oeste (Figura 5), una superficie basal o Radio Hidráulico⁶ suficiente para el desarrollo del proceso de caving, que en este caso comprendió una área mayor a 20 [m²] y un diseño de malla rectangular con una distancia entre puntos de 15 [m] (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008).

La geometría del nivel de producción consideró una galería de 4 x 4 [m x m] en la cual se dispone el equipo dozer feeder.

De los resultados obtenidos provenientes de la prueba industrial, lo cual ha considerado una extracción de 200.000 [t] siendo extraídos 50.000 [t] aproximados por punto, y el análisis estadístico de la misma, se obtuvieron los siguientes resultados operacionales:

Tabla 1: Datos prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.

Minería Continua	Productividad	Tiempo ciclo	Velocidad	Fuerza Empuje Entrada	Fuerza Empuje Salida	Colgaduras
El Salvador	[t/ciclo]	[min/ciclo]	[mm/s]	[kN]	[kN]	[t/colgadura]
	7,9 (± 4,7)	1,3	38,2 (±8,5)	2224,7 (±661,9)	927,7 (±687,7)	400 ⁷

Se presenta a continuación las distribuciones de los datos relativos a productividad y fuerzas de empuje de entrada y salida del dozer en el punto de extracción.

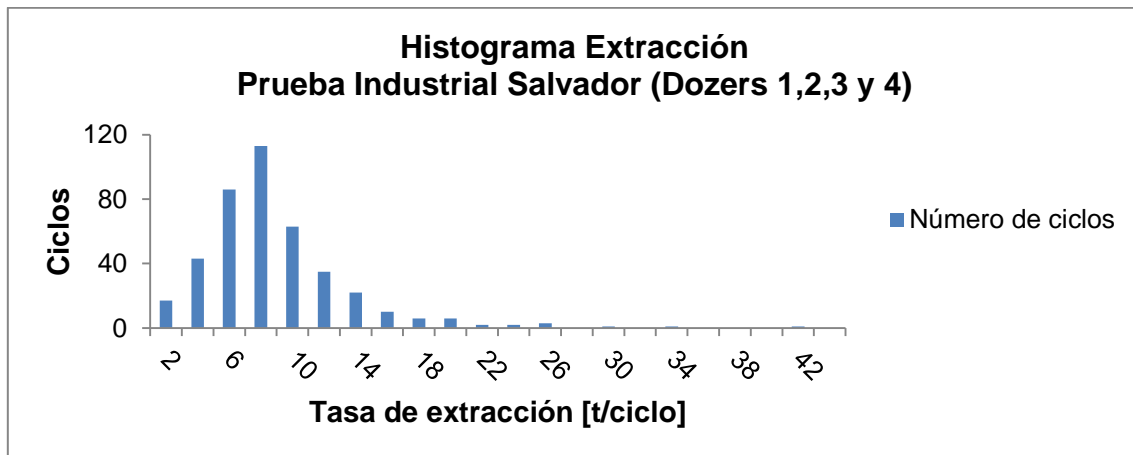


Gráfico 1: Histograma Extracción, Prueba Industrial Salvador

Tabla 2: Datos Extracción Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.

Productividad	Datos	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo
M. Continua	411	[t/ciclo]	[t/ciclo]	[t/ciclo]	[t/ciclo]
El Salvador		7,9	4,7	41	0,6

⁶ Radio Hidráulico = Área / Perímetro

⁷ (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008)

Cabe destacar que en el análisis de los datos usados en el gráfico anterior no han sido considerados aquellos ciclos donde la extracción es nula.

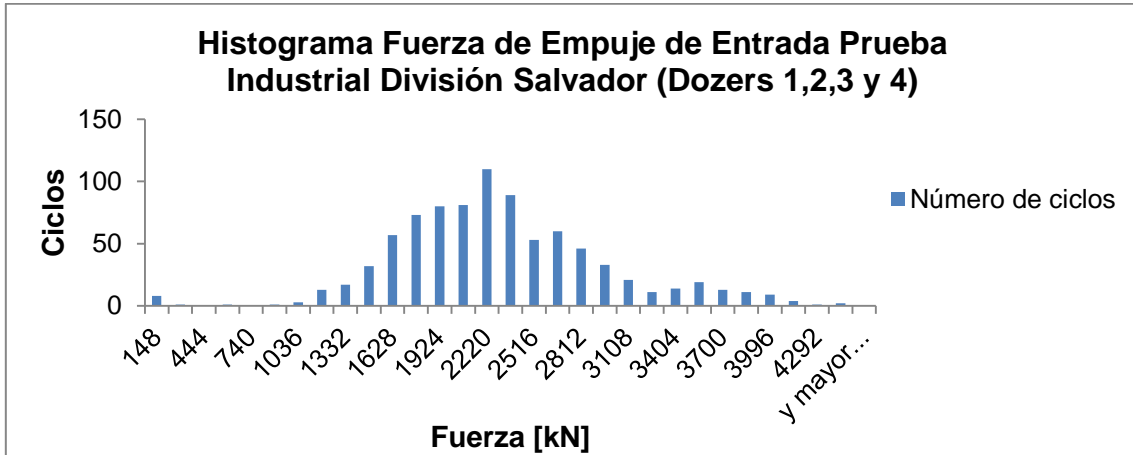


Gráfico 2: Histograma Fuerza de Empuje Entrada, Prueba Industrial Salvador

Tabla 3: Datos Fuerza Empuje Entrada Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.

Productividad	Datos	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo
M. Continua		[kN]	[kN]	[kN]	[kN]
El Salvador	863	2224,7	661,9	4435,1	12,6

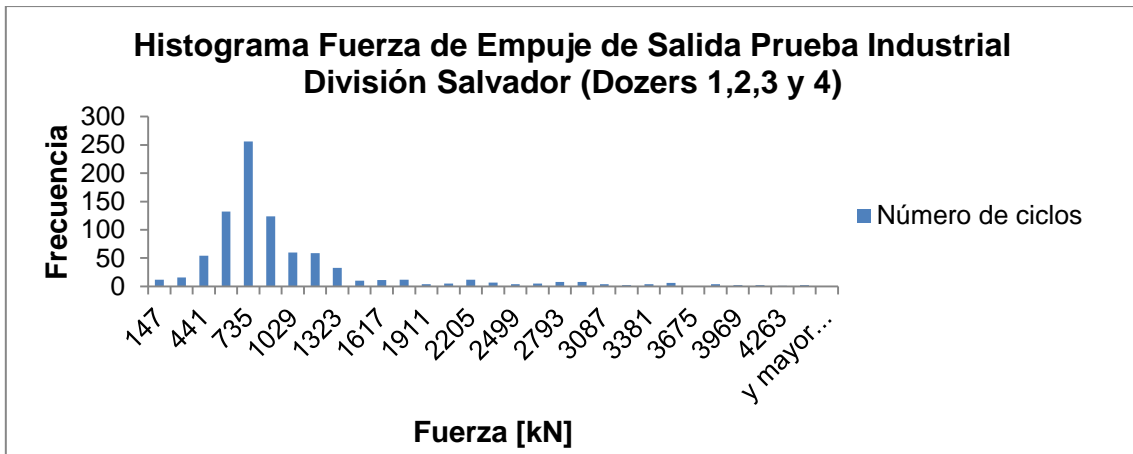


Gráfico 3: Histograma Fuerza de Empuje Salida, Prueba Industrial Salvador

Tabla 4: Datos Fuerza Empuje Salida Prueba Industrial Minería Continua (Dozer 1, 2,3 y 4), División El Salvador, Codelco.

Productividad	Datos	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo
M. Continua		[kN]	[kN]	[kN]	[kN]
El Salvador	859	927,7	687,7	4409,9	12,6

Las estadísticas presentadas por Álvarez (2010) y Orellana, (2011) en estudios anteriores desarrollados en torno a la Minería Continua, sólo muestran las fuerzas de empuje de los dozers 1 y 3 como referencia. En este caso se ha optado por ampliar el alcance de los datos incorporando los dozers 1 y 2 en las estadísticas tal como se ha presentado previamente.

Los resultados anteriores sobre el funcionamiento del equipo demostraron un funcionamiento adecuado del sistema. Sin embargo a esta altura quedaría por resolver el efecto de las variables de diseño pendientes y el efecto probable sobre los índices operacionales del sistema.

2.2.2 Pruebas en Laboratorio

2.2.2.1 Antecedentes

El flujo gravitacional ha sido estudiado a través de variadas herramientas, entre ellas la modelación física o uso de modelos a escala y la modelación numérica.

La experimentación en modelos a escala reducida está basada en la posibilidad de cambiar las tres escalas de longitud, tiempo y fuerza (masa) sin por ello alterar las ecuaciones que describen la mecánica del fenómeno. Esta propiedad esta descrita como homogeneidad de las ecuaciones y la similitud resultante se denomina similitud simple (Mandel, 1963).

Esta técnica, basada en el análisis dimensional y que se usa ampliamente en el diseño de aviones y barcos, busca representar un problema real a través de un modelo de prueba a escala en laboratorio. Ello implica la necesidad de cuestionar la representatividad del ejercicio por cuanto el objetivo buscado es que los efectos que ocurren en un sistema a escala real se manifiesten de igual manera en el modelo a escala laboratorio a fin de que la experimentación arroje resultados comparables no sólo a niveles cualitativos sino que también cuantitativos.

El uso de arena o grava como medio fragmentado en los modelos a escala ha sido ampliamente utilizado por muchos investigadores con el objetivo de simular el flujo granular. No obstante la utilización de arena proporcionó los fundamentos del flujo granular para minería de caving, su utilización ha sido discutida por cuanto no puede representar las propiedades de los materiales que afectan el flujo tales como forma y tamaño de las partículas, ángulo de fricción, entre otras.

En ese sentido, las discrepancias entre los valores obtenidos de la teoría de elipses de Kvapil (1963) con los modelos de gravas y escala mina, sugieren que los modelos de arena no son adecuados para simular el flujo gravitacional de minas de caving. (Halim, 2004).

El modelamiento físico con grava por otro lado, ha sido establecido por algunos autores como Peters (1984)⁸ y Power (2004)⁹ como un medio más apropiado para estudiar el

⁸ Citado por (Castro, 2006)

flujo granular en materiales más gruesos (Castro, 2006).

Por supuesto, esta metodología no carece de quienes señalan la dificultad de extrapolar estos resultados hacia escala mina, según A. Halim¹⁰, Gustafsson (1998) señala entre otras dificultades el poco control sobre la distribución granulométrica, que sea bidimensional, insuficientes marcadores en el modelo, la utilización de un punto de extracción, entre otras.

Sin embargo, todas estas dificultades pueden ser superadas en la medida que los alcances definidos para el propósito del modelo no se vean afectados por alguna de estas variables.

La modelación numérica por otro lado, ha ampliado su utilización producto de la creación de herramientas de tipo numéricas y la innovación tecnológica de los equipos que permiten solucionar problemas de alto grado de complejidad en poco tiempo. Sin embargo, estos resultados solo tienen sentido en la medida que contengan una base teórica y descriptiva sólida.

2.2.2.2 Proyecto Modelación Física Minería Continua

En el año 2010 el Laboratorio de Block Caving del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile en conjunto con IM2 acuerdan un protocolo de trabajo de investigación en torno al establecimiento de los fundamentos teóricos del sistema de Minería Continua.

El estudio tenía por objetivo principal el modelamiento del flujo gravitacional asociado a la extracción continua a través de un punto de extracción y un equipo extractor continuo, desarrollado en un modelo 2D y utilizando grava como material fragmentado (Alvarez, 2010).

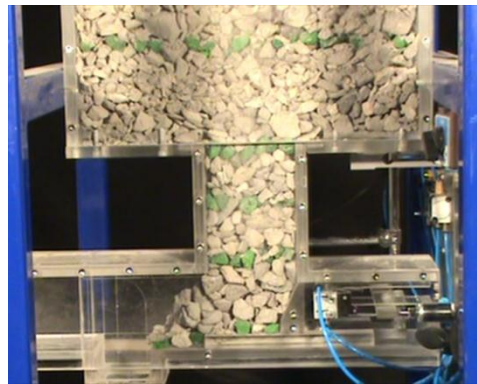


Figura 6: Modelo físico 2D Minería Continua escala 1:50. (Alvarez, 2010)

El tamaño del modelo físico a escala 1:50 era de una altura de columna de 1, la que buscaba replicar una columna de 50 [m] de material fragmentado, esta última

⁹ Citado por (Castro, 2006)

¹⁰ (Halim, 2004)

correspondiente a la zona de quebrado del modelo de caving.

Entre otras cosas, dicha investigación pretendía introducir el concepto de “maqueta física” o “modelo físico” como herramienta básica para el diseño minero, establecer un modelo minero de comportamiento del sistema continuo, estimar la geometría del flujo gravitacional resultante y las ventajas/desventajas del sistema dozer feeder con respecto de otros sistemas de manejo de minerales.

Para el cumplimiento de dichos objetivos se consideró la realización de una serie de experimentos en los cuales se evaluó estadísticas de extracción, frecuencia de colgaduras, dimensiones (geometría de elipse de extracción) y la utilización de una cuña extractora como método alternativa de manejo de minerales variando granulometría y ubicación de los equipos dentro de la galería de producción.

Entre los principales resultados se concluyó que el modelo físico logra reproducir la cinemática del sistema pero no así la dinámica del fenómeno, esto es las fuerzas requerida por el sistema de extracción dozer feeder relativas al empuje sobre la pila de material. Luego, se logran establecer similitudes entre tipo de colgaduras, productividades y tiempos de ciclo.

Se muestra en la Tabla 5 los principales índices operacionales, estableciéndose en torno a estos que la productividad del sistema resulta variable en función de la fragmentación y la ubicación del equipo dozer en la galería dozer registrándose cambios de hasta un 50% y que un cambio en el ángulo de la batea no influye el tonelaje por ciclo del sistema. Además, el movimiento del material ocurre en masa sobre el punto de extracción generando un eje en la mitad de batea, característica que idealmente, permitiría la construcción de puntos de extracción equi-espaciados para lograr una interacción uniforme.

Tabla 5: Prueba laboratorio 2D Minería Continua (Experimento 3) y resultados prueba Industrial División El Salvador, Codelco¹¹¹²

M. Continua	Productividad	Tiempo ciclo	Velocidad	Fuerzas Empuje Promedio	Colgaduras
	[t/ciclo]	[min/ciclo]	[mm/s]	[kN]	[t/colgadura]
Prueba Industrial	7,9 (± 4,7)	1,3	38,2 (±8,5)	2224,7 – 927,7	400
Modelo 2D Exp. 3	4,6 (± 5,5)	1,26 (±0,34)	41,7 (±11,3)	7125	222,8

Respecto de las colgaduras, se observa una alta frecuencia de ellas por lo que se recomienda la evaluación de alternativas de descuelgue automatizadas que permitan que el proceso de extracción sea efectivamente continuo.

Por otro lado, se descarta el sistema de cuña extractora como mejor solución frente al

¹¹ Se muestran resultados de Experimento 3 pues se ha definido como comparable respecto al caso base de la prueba a escala industrial. El resto de los experimentos fueron conducidos para el cumplimiento del resto de los objetivos de la investigación.

¹² Para ver resultados experimentales completos ver (Alvarez, 2010).

problema de la extracción continua básicamente por presentar una menor productividad.

Finalmente, entre las recomendaciones señaladas en este estudio se cuenta con la realización de la experimentación 3D, para uno y múltiples puntos de extracción, la utilización de materiales que simulen las propiedades de resistencia de la roca (UCS) y la variación de las dimensiones en la infraestructura del sistema tales como la sección de la galería de producción, el diseño de las guías laterales, entre otras.

2.2.2.3 Modelación Numérica Minería Continua

Una segunda etapa de esta investigación corresponde al “Modelamiento numérico de la Minería Continua” (Orellana, 2011) donde el objetivo principal era establecer una metodología de estudio de flujo gravitacional que integrara la modelación numérica de elementos discretos y la experimentación física, para ser utilizada como herramienta de apoyo a la ingeniería.

Para ello se dispuso de una serie de actividades tendientes al cumplimiento de los objetivos planteados, entre ellas establecer una metodología de calibración de los parámetros de un modelo numérico de elementos discretos a través de ensayos geotécnicos numéricos y establecer las capacidades del software PFC en la modelación del flujo gravitacional, en relación a la reproducción de su cinemática, dinámica y tiempo de cálculo.

El desarrollo del trabajo buscaba replicar de la manera más simple posible una experimentación física a escala, con la herramienta de elementos discretos PFC2D y PFC3D. Se consideraba una distribución granulométrica de partículas independientes y clusters, a las cuales se le asignaron micro propiedades (densidad, fricción, y rigidez) que fueran capaces de reproducir las macro-propiedades (ángulo de reposo, porosidad y esfuerzos) observadas en el modelo físico a escala. El modelo constitutivo utilizado era un modelo elástico, con partículas isótropas, que no son capaces de formar nuevos fragmentos de partículas.

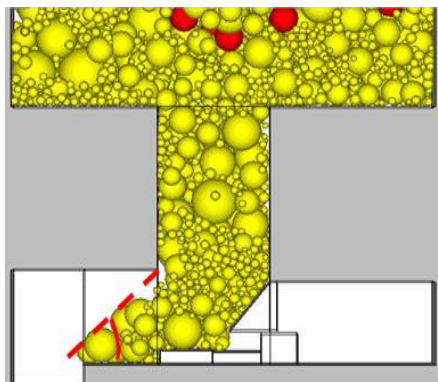


Figura 7: Modelo Numérico 2D Minería Continua escala 1:50. (Orellana, 2011)

Durante la etapa de experimentación y al igual que en el desarrollo anterior, se midieron productividad, zonas de flujo, esfuerzos durante el llenado y la extracción, y frecuencia

de colgaduras bajo condiciones similares en las que se realizaron las pruebas del modelo 2D construido.

Entre las principales conclusiones del trabajo se pueden señalar que la similitud dinámica del modelo a escala laboratorio, que no es capaz de lograr la modelación física, es alcanzada por la modelación numérica, por lo tanto, las herramientas en este caso serían complementarias a juicio de la autora. De esta forma los modelos físicos permiten estudiar la productividad sujeta a cambios en el sistema y los modelos numéricos permiten estudiar las fuerzas presentes en el medio y sobre los equipos.

La autora señala en este sentido que, en base a la experimentación realizada, era posible alcanzar la dinámica del sistema, sin embargo la productividad era sobrestimada por el modelo numérico. Por ejemplo en el caso de una granulometría comparable la productividad era un 66% mayor en promedio (tanto partículas esféricas como clusters).

Finalmente, se establece que la diferencia de los resultados entre los experimentos numéricos y físicos se debe a que la herramienta numérica posee falencias en la representatividad de un material granular, principalmente referidos a la forma de las partículas y la representación de los contactos entre ellas, los cuales son definidos solo como un punto, y no como un área.

2.2.3 División Andina

Una próxima etapa considera la realización de una prueba industrial del sistema de Minería Continua que será emplazada en el área Noroeste de la actual disposición general del Tercer Panel del Nivel 16 de Producción de la División Andina.

El bloque de Minería Continua considera un área total de 7.072 [m²] y una altura de columna de roca a extraer de 300 [m], compuesta en promedio de 150 [m] en roca primaria, con un tonelaje total de 5,7 [Mt], ley media de 0,75 %Cu, de las cuales el 97% tiene categoría de reservas medidas.

El propósito de este proyecto, es implementar esta tecnología, de forma tal que se logre validar su funcionamiento, a través de la obtención de información de operación. Entonces se dispondrá de parámetros de diseño y procedimientos de operación que permitan realizar proyecciones del comportamiento de la tecnología en diferentes condiciones, lo que podría utilizarse en los diseños de los proyectos estructurales de minería subterránea de Codelco.

El proyecto contempla, en una primera instancia, la extracción de los primeros 160 metros de mineral a realizarse durante los primeros 24 meses; luego comprende la construcción, habilitación y operación de las instalaciones, equipos y sistemas necesarios para la explotación de un bloque de mineral y el registro de datos requeridos para la validación de la tecnología MC, todo lo cual se llevará a efecto en la mina Rio Blanco de División Andina.

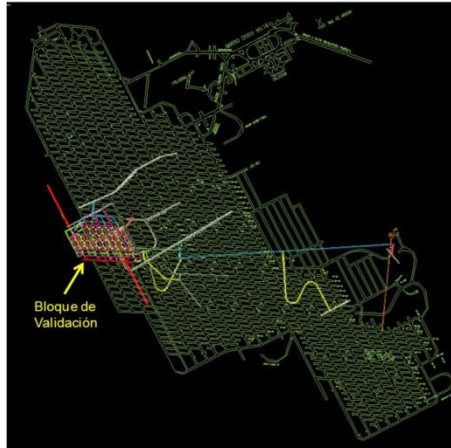


Figura 8: Localización del sector de Validación Minería Continua División Andina, Codelco.

El alcance de la prueba industrial contempla la configuración tecnológica y todos los componentes del proceso productivo identificados para Minería Continua con Dozer-Panzer-Sizer, la cual demandará la construcción de infraestructura requerida para la operación, atendiendo entre otras cosas:

- a) Un bloque de Minería Continua el cual se ha definido con 4 calles de producción, una de ellas con 7 puntos de extracción, mientras que las restantes, con 8.
- b) Se considera un Nivel de Producción ubicado en la Elevación 3.236 msnm a 15 metros debajo del Nivel de Hundimiento, consistente en galerías espaciadas cada 13 metros las cuales servirán de galerías de servicio y producción alternadamente.
- c) La prueba deberá utilizar toda la infraestructura disponible en el Tercer Panel (barrio cívico, servicios, talleres, accesos principales, etc.).

Como fue en la prueba de Mina el Salvador, el manejo del material considera la extracción de material mediante los equipos Dozer Feeder, direccionando este material extraído hacia el equipo transportador tipo Panzer, el cual descargará en un chancador Sizer. El material que será reducido de tamaño por el equipo Sizer y conducido hacia el punto de vaciado (tolva de chancado primario), será transportado por medio de alimentadores y correas transportadoras.

La realización de esta nueva prueba industrial ha generado la opción de avanzar en torno a los parámetros de diseño que interfieren en la Minería Continua por cuanto se desarrolla en un entorno distinto a la prueba a escala mina anterior.

2.2.4 Proyecto Modelación Física Minería Continua Fase 2.0

Con motivo de la prueba industrial a desarrollar en la División Andina de CODELCO, IM2 y el Laboratorio de Block Caving de la Universidad de Chile desarrollan

una segunda etapa de modelación física. Ésta contempla la evaluación del sistema de minería continua en un modelo a escala laboratorio tipo 3D axisimétrico con grava como material fragmentado que permita aportar en la evaluación tanto cualitativa como cuantitativa de la nueva prueba, y los resultados esperados respecto de las nuevas variables de diseño a considerar. En él se considera evaluar el efecto de:

- a. Granulometría
- b. Secciones de galería. Se modifica altura de la galería.
- c. Ángulos de batea
- d. Distancia hacia el punto de vaciado del Dozer Feeder.
- e. Diseño de equipos Dozer
- f. Sistema de descuelgue

Además, y con el objetivo de establecer el efecto sobre productividad, cinemática y colgaduras, se realiza un análisis cualitativo del diseño del sistema de descuelgue automatizado propuesto.

La tesis de magister aquí desarrollada aborda la realización de esta segunda parte del proyecto de Minería Continua, entregando directrices para la creación de una guía de diseño del sistema en base al protocolo de trabajo acordado con IM2.

Entre las recomendaciones señaladas a partir de la realización del modelo 3D se plantea avanzar definitivamente en la utilización de materiales distintos de la grava en la evaluación del sistema de Minería Continua. Esto a fin de aproximarse a la similitud dinámica del modelo representada por la fuerza de empuje que debe ejercer el equipo dozer sobre la pila de material en reposo en el punto de extracción.

Esta fuerza, y al igual que en la modelación bidimensional, no fue posible representarla cuantitativamente de acuerdo a las data obtenida de la prueba industrial. La estrategia entonces debiese estar orientada hacia la obtención y/o construcción de materiales que representen las propiedades de la roca mineral fragmentada a la escala del modelo usado en laboratorio.

2.3 Conclusiones

De acuerdo a la revisión realizada del estado actual de la iniciativa de extracción Minería Continua, las principales conclusiones son:

1. Los modelos físicos permiten simular diferentes configuraciones de diseño y operación sin incurrir en grandes costos y tiempo respecto de la realización de pruebas a escala industrial. Esta técnica, está validada en distintas áreas de la ingeniería y permite alimentar de conocimiento respecto fenómenos que rigen los procesos productivos sustentando los fundamentos del diseño y operación.

2. El flujo gravitacional ha sido estudiado a través de la modelación física, numérica y la observación empírica de las faenas que aplican el fenómeno. En los estudios donde se utiliza la técnica de la modelación física, se ha utilizado arena, mineral y grava, siendo ésta última considerada por algunos autores, tales como Peters (1984) y Power (2004), como el medio más apropiado para estudiar el flujo de materiales granulares gruesos.
3. Las pruebas de laboratorio de la Minería Continua han llevado a obtener resultados aproximados a la similitud geométrica y cinemática, aportando en el conocimiento del diseño y operación de la innovación que representa.

No obstante, falta por establecer la similitud dinámica del sistema, representada por la fuerza de empuje que debe ejercer el equipo dozer sobre la pila de material en reposo en el punto de extracción, a fin de satisfacer el cumplimiento de las tres componentes de la similitud simple de los modelos.

4. Para alcanzar la similitud dinámica se han planteado dos estrategias: la construcción y evaluación de un modelo en 3D y cambiar el material fragmentado y utilizar otros granulares equivalentes o tipo roca que representen de mejor manera las propiedades del mineral

CAPITULO 3

METODOLOGIA EXPERIMENTAL

Este capítulo describe la metodología de la investigación de la modelación a escala laboratorio de la minería continua. Se presenta un análisis de similitud para este caso en particular donde se define el modelo de flujo de acuerdo a las condiciones mina. Se revisa la bibliografía en torno al flujo de materiales granulares y se describe la caracterización empleada para los distintos materiales en evaluación. Finalmente se estructura el plan experimental de toda la investigación describiendo las instalaciones y el equipamiento utilizado.

3.1 Antecedentes

Como se ya se ha descrito, los estudios de modelos a escala relativos al flujo gravitacional para la minería de block/panel caving se han desarrollado considerando variadas metodologías, lo que ha derivado en la generación de teorías aplicables y aceptadas por la industria para el diseño de estos sistemas. Dichas metodologías han utilizado básicamente como medios granulares, mineral, arena y grava (Halim, 2004) y no se ha reportado el uso de otros materiales granulares que busquen simular el flujo granular para minería de caving (Orellana, 2011).

En este capítulo, se describe la metodología experimental a utilizar en ésta investigación. Para ello, se considera el estudio de la teoría de similitud que permita justificar las condiciones de borde, los materiales y el procedimiento experimental adoptado.

Se describe también los materiales considerados y como sus propiedades relativas al flujo granular, pueden afectar el desempeño del modelo de Minería Continua.

3.2 Análisis de Similitud para la Minería Continua

Para representar un problema real a través de una prueba en laboratorio con modelos a escala, es necesario cuestionar la representatividad del ejercicio. El objetivo buscado es que los efectos que ocurren u ocurrirían en un sistema a escala real se manifiesten de igual manera en el modelo a escala laboratorio a fin de que la experimentación arroje resultados comparables, no sólo a niveles cualitativos, sino que también cuantitativos.

Se define que dos sistemas serán geoméricamente similares si la distancia entre puntos homólogos está dada por una constante de escala de longitud λ_1 . Dos sistemas son similares en su cinemática cuando dos eventos similares ocurren con factor de

escala de tiempo λ_2 . Finalmente, dos sistemas son dinámicamente similares en puntos homólogos, cuando la razón entre la inercia y cualquier fuerza externa es constante entre el modelo y el prototipo¹³. (Castro R. , 2006). Luego. dos sistemas poseen similitud cinemática si partículas homólogas se encuentran en puntos homólogos en tiempos homólogos. Se dice que dos sistemas poseen similitud dinámica si partes homologas del sistema experimentan fuerzas netas similares (Langhaar, 1951).

Para garantizar que las propiedades dinámicas del sistema original sean equivalentes respecto del modelo escalado, se deben modificar las propiedades del material de acuerdo al factor de escala. (Pöschel, Salueña, & Schwager, 2002).

Sin embargo, las reglas de escalamiento, no aplican a todos los flujos granulares y deben ser eventualmente modificadas, dependiendo de las fuerzas dominantes del problema en particular (Castro R. , 2006).

En el caso del flujo gravitacional para minería de block/panel caving el proceso es bastante complejo, por cuanto el control del fenómeno de propagación del caving puede afectar la forma en que las reservas se encuentran distribuidas antes de ser extraídas y comprometer con ello, la viabilidad técnico económico del sistema.

Por otro lado, si se considera la pila de mineral quebrada en el proceso de modelamiento físico, aun cuando existen una serie de consideraciones ambientales propias del macizo rocoso quebrado que quedan fuera del alcance de este estudio. Puede considerarse entre ellas la presencia de agua y con ello la formación de un medio sólido-liquido (barro), que naturalmente posee un comportamiento distinto, el efecto sobre la fragmentación de la frecuencia de discontinuidades o estructuras mayores sobre el macizo rocoso y el campo de esfuerzos al cuál este está expuesto.

En consecuencia, se debe reconocer que es muy difícil capturar todos los condicionantes en torno al sistema de block/panel caving a través de la modelación física. Para efectos del presente estudio, se ha considerado que los modelos representan parte de la columna de material quebrado considerando un sistema particulado no cohesivo, heterogéneo pero isótropo, cuyo movimiento esta determinado principalmente por la acción de la gravedad como fuerza preponderante.

La modelación se realizará como se ha descrito en dos modelos por lo que los ambientes en los que ocurra el flujo granular será en 3D para la evaluación del módulo Andina y 2D para la utilización de materiales.

3.2.1 Condiciones requeridas para similitud

Un análisis de similitud es llevado a cabo bajo las condiciones y supuestos descritos anteriormente.

¹³ Se denomina prototipo a una situación a escala natural que se desea estudiar y en la cual se incluyen todas las características de interés. El modelo corresponde a una representación física simplificada del prototipo, en el cual se incluyen sólo los aspectos esenciales para lograr que el fenómeno en el modelo sea semejante al del prototipo.

A fin de simplificar y normalizar la escritura de las ecuaciones se considerará el sufijo “M” que denotará lo relacionado con el modelo real y el sufijo “P” en el caso del prototipo, notación introducida por Mandel (1963).

Así queda:

$$\frac{U_M}{U_P} = k$$

Ecuación 1: Ecuación general de similitud (Mandel, 1963).

Donde U_M denota una magnitud relativa el modelo y U_P al prototipo. La condición de similitud luego estará reflejada en la razón k relativa a las diferentes magnitudes del modelo y el prototipo.

Considerando un sistema cartesiano de coordenadas $(x, y, z)_P$ que designan prototipo y otro para el modelo $(x, y, z)_M$, se puede definir las constantes que relacionan las dimensiones en el modelo con el prototipo tal que $x_M = k_x x_P$, $y_M = k_y y_P$, $z_M = k_z z_P$, $t_M = k_t t_P$. Si se considera geoméricamente similar luego se tendrá que:

$$k_x = k_y = k_z = k_l$$

Ecuación 2: Similitud Geométrica (Langhaar, 1951)

Donde k_l corresponde a la escala geometría del modelo y k_t corresponde al factor de escala de tiempo.

Bajo la misma lógica, considerar la similitud cinemática implica que, para una partícula que se ha desplazado desde $(x, y, z)_P$ a $(x + dx, y + dy, z + dz)_M$ el vector de velocidad queda definido para el desplazamiento en x como $u_M = \frac{dx_M}{dt_M}$. De aquí la relación entre las velocidades para partículas homologas de los sistemas con similar movimiento queda:

$$u_M = \frac{k_x}{k_t} u$$

Ecuación 3: Similitud Cinemática (Langhaar, 1951)

De la misma manera se deduce para las otras dimensiones. Considerando la existencia de similitud geométrica, luego el factor de escala de velocidad queda definido como

$$k_v = \frac{k_x}{k_t}, \text{ y de igual forma, se puede definir el factor de escala para la aceleración } k_a = \frac{k_v^2}{k_l}.$$

Se ha señalado que dos sistemas son dinámicamente similares si partes homólogos experimentan fuerzas similares netas. Considerando el sistema con similar distribución de masa $m_M = k_m m_P$, por la primera ley de Newton para las partículas (en cualquier

dimensión x, y, z) en el modelo se tendrá $F_M = m_M a_M$. Luego si existe similitud cinemática y geométrica se tendrá:

$$\frac{F_M}{F_P} = \frac{k_m k_l}{k_t^2}$$

Ecuación 4: Similitud Dinámica (Langhaar, 1951)

Considerando las descripciones anteriores, se presenta a continuación un análisis de similitud para el caso en estudio. Como se señaló anteriormente, y de acuerdo a la segunda ley de Newton¹⁴, si se busca una similitud dinámica entre el modelo y prototipo, debe cumplirse:

$$\frac{F_{Inercia}}{F_g}_P = \frac{F_{Inercia}}{F_g}_M \Rightarrow \left[\frac{ma}{mg} \right]_P = \left[\frac{ma}{mg} \right]_M$$

Ecuación 5: Condición similitud dinámica (Castro R. , 2006)

Donde F_g fuerza de gravedad. La relación implica que:

$$\left[\frac{a}{g} \right]_P = \left[\frac{a}{g} \right]_M \Rightarrow \left[\frac{V}{tg} \right]_P = \left[\frac{V}{tg} \right]_M$$

$$\left[\frac{l}{t^2 g} \right]_P = \left[\frac{l}{t^2 g} \right]_M$$

$$\left[\frac{l}{t^2 g} * \frac{l}{l} \right]_P = \left[\frac{l}{t^2 g} * \frac{l}{l} \right]_M$$

$$\left[\frac{l^2}{t^2 l g} \right]_P = \left[\frac{l^2}{t^2 l g} \right]_M$$

$$\left[\frac{V^2}{lg} \right]_P = \left[\frac{V^2}{lg} \right]_M$$

Ecuación 6: Desarrollo condición de similitud dinámica, relación velocidad y longitud.

Donde V y l indican una velocidad y una longitud características, respectivamente. Considerando el factor de escala geométrico (Ecuación 2) y el factor de escala de velocidad definidos anteriormente, se llega a qué:

$$\frac{l_M g_M}{l_P g_P} = \frac{V_M^2}{V_P^2} \Rightarrow k_l k_g = k_V^2$$

Ecuación 7: Factor de escala de velocidad.

¹⁴ “El cambio de movimiento es proporcional a la fuerza motriz impresa y ocurre según la línea recta a lo largo de la cual aquella fuerza se imprime”

Como el prototipo y el modelo están sujetos al mismo campo gravitacional $k_g = \frac{g_M}{g_P} = 1$, por lo que la Ecuación 7 se reduce a:

$$\sqrt[2]{k_l} = k_v$$

Ecuación 8: Relación factores de escala geométrico y velocidad.

Por similitud cinemática y considerando la definición del factor de escala de velocidad, luego queda definido el factor de escala de tiempo como:

$$k_v = \sqrt[2]{k_l} \Rightarrow \frac{k_l}{k_t} = \sqrt[2]{k_l}$$

$$\sqrt[2]{k_l} = k_t$$

Ecuación 9: Relación factores de escala geométrico y tiempo.

Para materiales granulares sin cohesión debe cumplirse la relación de Coulomb:

$$\tau = \sigma \tan(\phi)$$

Ecuación 10: Ley de Coulomb para materiales no cohesivos.

Donde τ es el esfuerzo tangencial, σ es el normal y ϕ es el ángulo de fricción interna. Luego la similitud dinámica del modelo y prototipo exige que se cumpla:

$$\left[\frac{\tau}{\sigma} \right]_M = \left[\frac{\tau}{\sigma} \right]_P$$

Ecuación 11: Condición de similitud Ley de Coulomb materiales no cohesivos.

$$\tan(\phi)_M = \tan(\phi)_P$$

$$\phi_M = \phi_P$$

Ecuación 12: Similitud ángulos de fricción interna.

Esto implica que el ángulo de fricción interna del material debe ser similar y el factor de escala de esta magnitud es $k_\phi = 1$. Por otro lado, al definir el coeficiente de roce $\tan(\phi) = \mu$, el resultado de la relación puede extenderse a cualquier otro sistema en el que esté involucrado el roce, como por ejemplo el definido por el Dozer – roca, etc. De este modo, debe cumplirse en general:

$$\mu_M = \mu_P$$

Ecuación 13: Similitud del coeficiente de roce

Otra variable de interés es la presión ejercida sobre los cilindros (de radio r) que mueven el Dozer. Por definición de la similitud dinámica, la proporción entre la fuerza de presión F_d y la fuerza debido a la gravedad F_g debe preservarse en modelo y prototipo:

$$\frac{F_d}{F_{g_P}} = \frac{F_d}{F_{g_M}}$$

Ecuación 14: Similitud fuerza dozer con fuerza de gravedad

De donde se obtiene que la escala de presión está dada por:

$$\left[\frac{PA}{mg} \right]_P = \left[\frac{PA}{mg} \right]_M$$

$$\frac{mg_P}{mg_M} = \frac{PA_P}{PA_M} = \frac{P * \pi r^2_P}{P * \pi r^2_M}$$

$$k_\rho k_{vol} k_g = k_P k_l^2$$

Con $k_\rho = \frac{\rho_M}{\rho_P}$ factor de escala de la densidad, k_V factor de escala del volumen (con $k_v = k_l^3$) y k_P factor de escala de la presión ejercida por el equipo dozer. Recordando que $k_g = 1$, luego:

$$k_P = k_\rho k_l$$

Ecuación 15: Relación factor de escala para presión equipo dozer

De aquí se desprende que el factor de escala para la fuerza en cuestión queda definido como:

$$k_{Fp} = k_\rho k_l^3$$

Ecuación 16: Relación de escala para fuerza relacionada a presión equipo dozer

Continuando con el análisis de similitud y respecto de los materiales, se ha señalado la necesidad de escalar propiedades tales que permitan la similitud dinámica del fenómeno de flujo granular.

Las condiciones para validar la similitud dinámica en medios granulares considerando un modelo (M) y un prototipo (P) están dadas por (Weber, 1968), quien señala:

- a) Las partículas del medio granular contenidas en el modelo deben ser homotéticas con respecto de la distribución del medio granular del prototipo.
- b) Los granos deben contener la misma masa específica $\rho_P = \rho_M$, igual coeficiente de Poisson $\nu_P = \nu_M$, y Modulo de Elasticidad $E_M = k_l E_P$.
- c) El material utilizado en el modelo debe respetar la ley de Coulomb, por lo tanto deben poseer el mismo ángulo de fricción $\phi_M = \phi_P$

El cumplimiento de estas condiciones, da cabida para la denominación de material equivalente (Mandel, 1963) a aquel que cumpla con lo descrito anteriormente.

Sin embargo, es prácticamente imposible respetar todas las condiciones anteriores, por lo que resulta más fácil utilizar el mismo medio granular en el modelo que el utilizado en el prototipo (Weber, 1968).

Para efectos de la relajación de las condiciones señaladas anteriormente, es posible substituir la relación teórica $E_M = k_l E_P$ por $E_M = E_P$, en la medida que la condición de deformabilidad de los granos, en la estructura y el modelo reducido, no tenga más que una influencia despreciable.

Esto implica, asumiendo un material lineal e isótropo, que la relación de tensión - deformación queda determinada por:

$$\frac{\sigma_P}{\sigma_M} = \frac{\epsilon_P E_P}{\epsilon_M E_M}$$

Ecuación 17: Relación tensión deformación

Luego, como $E_M = E_P$,

$$\sigma_M = k_l * \sigma_P$$

Ecuación 18: Factor de Escala esfuerzo de compresión

El análisis de similitud previo establece el escalamiento de las constantes elásticas definidas como módulo de Young E y coeficiente de Poisson ν . Ambos parámetros no han sido medidos durante esta investigación ya que no se ha podido reunir las condiciones experimentales suficientes para ello. Luego queda definido fuera del alcance de la investigación y como trabajo propuesto para futuros desarrollos.

No obstante, se ha señalado que el efecto escala sobre el Modulo de Young y el coeficiente de Poisson es nulo o muy pequeño (Yoshinaka, Osada, Park, Sasaki, & Sasaki, 2007).

Finalmente la evaluación de las propiedades de los materiales, destinados a cumplir con las condiciones requeridas de acuerdo a Mandel (1968) para lograr la similitud dinámica, queda acotada al cumplimiento de las propiedades como densidad, ángulo de fricción y homotecia de las partículas.

Luego, a partir del desarrollo anterior será posible establecer resultados cualitativos y cuantitativos del fenómeno a escala. En resumen, se tiene en función del análisis de similitud, los factores de escala y las condiciones de similitud ideales del modelo.

Tabla 6: Condiciones de Similitud

Variable	Escala
Coeficiente de fricción ϕ	1
Densidad ρ	k_ρ
Coeficiente de Poisson ν	1
Modulo de Elasticidad E	k_l o 1

Tabla 7: Factores de Escala

Variable	Escala
Longitud	k_l
Área	k_l^2
Volumen	k_l^3
Velocidad	$\sqrt[2]{k_l}$
Tiempo	$\sqrt[2]{k_l}$
Peso	$k_\rho k_l^3$
Presión	$k_\rho k_l$
Fuerza de presión	$k_\rho k_l^3$
Esfuerzo de compresión	k_l

En el caso de esta investigación, la data disponible de la aplicación de la Tecnología de Minería Continua corresponde sólo a la prueba a escala industrial realizada en la Mina Salvador señalada en el capítulo anterior, bajo condiciones de operación particulares, lo cual implica que la información obtenida de aquel proceso corresponde a valores preliminares.

En línea con el desarrollo anterior, una de las preguntas más difíciles que los investigadores en modelos físicos deben enfrentar luego de la realización del plan experimental de escala laboratorio, guarda relación con la interpretación e interpolación de los resultados cuantitativos a aplicaciones industriales (Castro R. , 2006). Esto resulta muy importante considerando lo difícil de la realización de pruebas a escala mina en los sistemas de Block Panel Caving, y en consecuencia la escasa data proveniente de esa fuente disponible para los análisis.

Una forma de abordar este problema es a través de la aplicación de la teoría de Modelos. Esta teoría señala que un resultado cuantitativo puede ser escalable siempre que la formulación del fenómeno físico imperante sea la misma entre el modelo a escala y el prototipo (Langhaar, 1951). Como ya se ha señalado, el fenómeno está determinado principalmente por la acción de la gravedad como fuerza preponderante, lo cual es observado tanto en el modelo como en el prototipo.

En consecuencia, y habiendo considerado la anterior, la información recopilada durante el modelamiento de la minería continua entregará información adicional relevante para la toma de decisiones en torno al diseño del sistema. Así también permitirá comparar estos resultados con la información disponible de la prueba a escala mina.

3.3 Condiciones Generales de los Modelos

En párrafos anteriores, se ha señalado ciertas reglas que el modelamiento físico para flujo granular debe cumplir. En esta sección se abordarán las características generales de diseño y operacionales que aplican a ambos modelos (2D y 3D).

3.3.1 Escala

A partir de la revisión bibliográfica y los modelos que se han desarrollado a la fecha (Halim, 2004; Castro R., 2006; Orellana, 2011) se observa que existe una variedad importante respecto de las dimensiones de ellos observándose escalas geométricas de 1:20, 1:50 entre otras, atendiendo a los objetivos perseguidos durante la investigación.

La elección de la escala de modelo, debe cumplir con las restricciones mínimas de factibilidad de construcción de las partes que lo componen, sujeto a que debe ser capaz de replicar los fenómenos presentes a escala industrial.

Esto lleva a pensar, que a mayor tamaño del modelo físico, de mejor forma son replicados los fenómenos presentes en la naturaleza. Sin embargo, el manejo de un modelo demasiado grande trae consigo dificultades en relación a la construcción, manejo de materiales y tiempo de ejecución de las simulaciones, lo cual implica que las ventajas asociadas a este tipo de desarrollo, pierden sustento. Por otro lado un modelo físico muy pequeño es difícil de construir y pueden aparecer otras fuerzas preponderantes que pueden no reproducir los fenómenos presentes en la realidad, distorsionando los resultados (Orellana, 2011).

La escala del modelo 2D elegida es de 1:50, considerando la factibilidad de la construcción del sistema de carguío (Dozer) y su adecuada operación (Alvarez, 2010). En función de lo anterior, la misma escala ha sido considerada para la construcción del modelo 3D a fin de contar con una base de comparación de las observaciones realizadas durante las fases de experimentación.

Tabla 8: Factores de Escala Análisis Similitud $k_l = 1/50$

Variable	Escala
Longitud	0,02
Área	0,0004
Volumen	0,000008
Velocidad	0,14142
Tiempo	0,14142
Peso	0,000008* k_p
Presión	0,02* k_p
Fuerza de presión	0,000008*
	k_p
Esfuerzo de compresión	0,02

3.3.2 Condiciones de Diseño y Operación

Las condiciones de borde de los modelos a escala laboratorio de la tecnología de minería continua se pueden resumir en la altura de la columna insitu, altura de columna de extracción, las dimensiones del punto de extracción, la geometría del equipo dozer feeder y las condiciones de borde del modelo.

3.3.2.1 *Altura de la columna insitu y de extracción.*

La altura de columna insitu corresponde al total de roca sobre el punto de extracción, mientras que la columna de extracción guarda relación con el mineral declarado como reserva. Para efectos del modelamiento físico, se ha considerado una columna de extracción de 50 [m] de material quebrado disponible lo cual cumple con las restricciones mínimas de factibilidad de construcción de las partes que lo componen, sujeto a que debe ser capaz de replicar los fenómenos presentes a escala industrial

Se considera rellenar la columna de extracción para evitar el efecto de la subsidencia en el proceso de extracción dado que se encuentra fuera del alcance de esta investigación.

3.3.2.2 *Número de puntos de extracción*

El número de puntos de extracción se encuentra directamente relacionado con las dimensiones de la malla de extracción del método y el área a ser hundida. Se ha observado que el modelamiento físico de minería de caving ha considerado la evaluación tanto de uno como de múltiples puntos de extracción. Para efectos de este trabajo y los objetivos perseguidos en el desarrollo de la línea de investigación que lleva a cabo el Laboratorio de Block Caving, se ha considerado la evaluación del sistema de Minería Continua a través de un punto de extracción que represente geoméricamente la infraestructura mina considerada.

Es de esperar que investigación futura considere la evaluación del sistema con múltiples puntos recogiendo la experiencia y resultados de la investigación en curso.

3.3.2.3 *Dimensiones del punto de extracción*

En el sistema minero de block panel caving, las dimensiones del punto de extracción se encuentran influenciadas por el equipo de extracción y la estabilidad geomecánica. Valores típicos de la sección consideran dimensiones de 4 [m] de ancho y 4 [m] de alto. (Flores, Karzulovic, & Brown, 2004). Esto último se presenta en detalle en el Anexo A.

Ambos modelos consideran la sección anterior, que coincide con las dimensiones de las galerías consideradas en la evaluación a escala mina de la tecnología de Minería Continua tanto en División Salvador, como en División Andina.

3.3.2.4 **Condiciones de borde de la pared**

El modelo 3D es de carácter axisimétrico al representar el mismo fenómeno de extracción en el módulo de minería continua para los puntos colindantes. El modelo representa un punto de extracción de una malla de 13 x 17 [m x m] con su galería de zanja y conexión hacia la calle de producción, en donde se encuentra emplazado el sistema de transporte estacionario continuo.

El modelo 2D se ha definido como cuasi-2D (el ancho del modelo es de 8 [cm]), en donde la geometría de la columna de material sobre el punto es una prolongación vertical de las paredes de la calle en la que se encuentra instalado el Dozer (Alvarez, 2010; Orellana, 2011).

Considerando las restricciones del factor de escala geométrico k_l se satisface

1. La altura de extracción del modelo es de $50 [m] * k_l$.
2. Las dimensiones del punto de extracción basado en la infraestructura considerada en las pruebas industriales serán geoméricamente escaladas y considerara una sección de $4 x 4 x k_l^2 [m^2]$.
3. Se considerarán un punto de extracción para ambos modelos,
4. Los modelos tienen carácter axisimétrico.

3.3.3 **Método de Extracción: Equipo Dozer Feeder**

El equipo dozer corresponde a un prototipo a escala del equipo real construido por el laboratorio de Block Caving, cuyo movimiento es accionado por un sistema de aire comprimido regulado por manómetros para controlar la presión y válvulas que controlan el flujo de aire. Con ello es posible variar parámetros operacionales como velocidad, impulsos, potencia, entre otros.

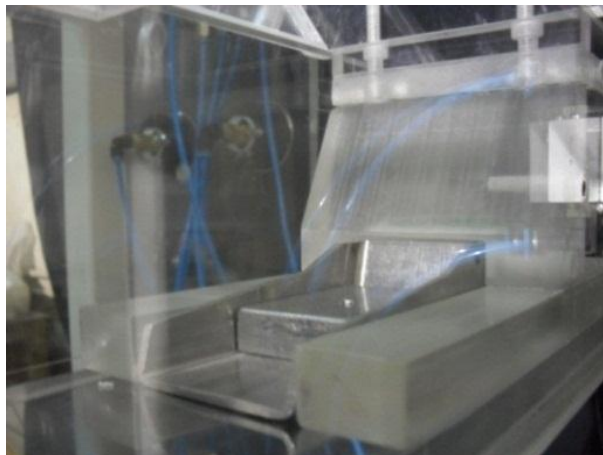


Figura 9: Equipo dozer escalado ubicado en punto de extracción.

La escala seleccionada $k_l = \frac{1}{50}$, permite tener un dozer de 11 [cm] de largo y 4 [cm] de ancho, con una carrera de 3 [cm] tal como se aprecia en la Figura 10.

El sistema de empuje del equipo de minería continua es de tipo neumático, el cual se acciona por botonerías que controlan el flujo de aire del sistema. La presión es medida, tanto para el flujo de entrada como de salida, por manómetros instalados en la parte posterior del modelo.

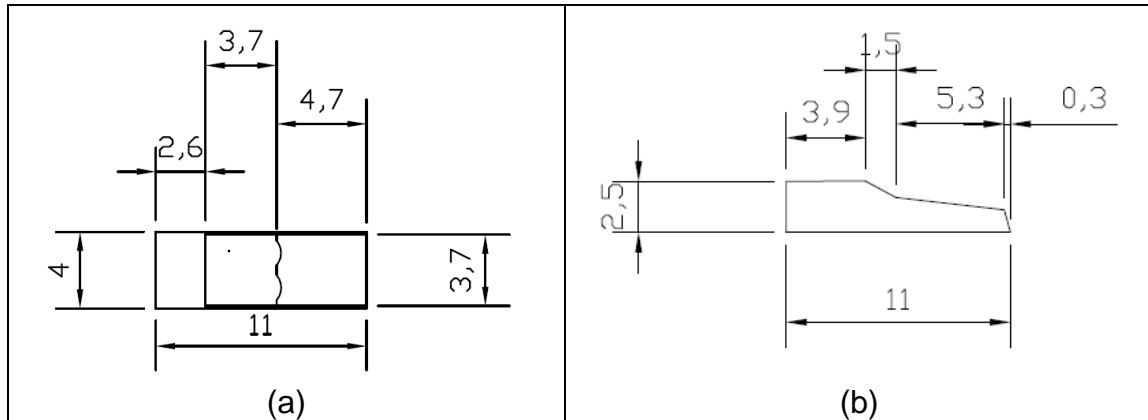


Figura 10: Diseño equipo Dozer escalado $k_l = \frac{1}{50}$. (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal. Unidades en centímetros [cm].

3.4 Flujo de materiales granulares

Para la ingeniería civil, los suelos corresponden a la acumulación cementada o débilmente cementada de partículas de mineral formadas por el desgaste de las rocas, pudiendo los espacios vacíos entre las partículas contener agua y/o aire (Craig, 2004).

El proceso destructivo de formación de suelos desde roca, puede ser indistintamente, físico o químico. En el caso físico puede ser producto de la erosión, la acción del viento, agua o glaciares, entre otros. Las partículas resultantes contienen la misma composición que la roca madre y son descritas como granulares (Craig, 2004).

El material granular, (haciendo referencia a un concepto más extenso y no sólo a suelos), como un sistema particulado está formado por un conjunto de partículas macroscópicas sólidas, donde cada partícula se encuentra en contacto directo con sus yacentes sin que por ello existe un enlace entre ellas.

La física de los materiales granulares se define a sí misma, con las situaciones de la vida real, en las cuales las partículas sólidas se encuentran típicamente en un ambiente gaseoso (usualmente aire) o en líquido. Las propiedades de los granulares dependen primordialmente de la naturaleza de la interacción entre ellas, pero también respecto de su ambiente. Cuando esta influencia puede ser despreciada, implica que estamos frente a materiales granulares secos. De cualquier otra manera, los sistemas resultantes pueden ser lo suficientemente complejos y exhibir una variedad de comportamientos dependientes del medio (Duran, 1999).

Los materiales granulares se encuentran clasificados en, de acuerdo a su comportamiento al corte como, cohesivos o no cohesivos. (Craig, 2004). En general los suelos son cohesivos si están compuestos de limos y/o arcillas que tiene tamaños menores a 0,06 [mm]. Suelos no cohesivos incluyen materiales granulares con rangos de tamaño que van desde arenas hasta rodados, es decir partículas mayores a 0.06 [mm]. Estos suelos no cohesivos, no pueden sostener esfuerzos no confinados al contrario de los suelos cohesivos (Castro, 2006).

Respecto del estudio en esta investigación, el alcance se encuentra simplificado y se reduce a la interacción de estos materiales granulares no cohesivos respecto de la fricción y colisión entre las partículas o con las paredes contenedoras.

Para entender la problemática de modelar el flujo de materiales granulares es necesario entender aquellas propiedades que puedan afectarlo, entre las cuales se pueden contar con la densidad aparente, ángulo de fricción, tamaño y forma de las partículas, entre otras (Johanson, 1971).

A continuación se definen los materiales a ser utilizados durante la experimentación y una serie de propiedades establecidas como determinantes en el flujo granular y otras que serán utilizadas durante el estudio.

3.4.1 Materiales

Se ha considerado para el modelo 3D la utilización de grava chancada, tipo de material utilizado ampliamente en el estudio de flujo granular como material adecuado para el modelamiento a escala laboratorio (Halim, 2004).

En la etapa que considera la evaluación de la similitud dinámica del sistema dozer feeder, se han considerado 6 materiales de distintas características y orígenes los cuales se presentan a continuación:

- Mineral
- Grava de río
- Ladrillo
- Carbón Vegetal
- Yeso
- Mortero

El mineral proviene del proceso de chancado secundario de la Mina El Salvador. La grava de río se obtiene comercialmente en sacos como ripio de construcción. El ladrillo utilizado, corresponde a un material de construcción bajo la denominación de "ladrillo fiscal especial" el cual se comercializa en bloques de 28,5x14x4,5 [cm]. En tanto el carbón vegetal se adquiere de manera comercial en sacos de 2,5 [kg].

El material denominado yeso, es adquirido como material de construcción en sacos de 30 [kg] bajo la Norma Chilena de Construcción 143. Para la generación de material particulado se construyen bloques de aproximadamente 46x15x10 [cm] considerando una proporción de 1 [l] de agua por cada 0,7 [kg] de yeso en polvo. Se dejan secar a

temperatura ambiente durante 24 [h] y luego en un horno de baja temperatura, a 70[°C] durante adicionales 24 [h]. Estos bloques posteriormente son chancados y los granos resultantes, clasificados por tamaño.



(a)



(b)



(c)



(d)



(e)



(f)

Figura 11: Materiales a utilizar para la evaluación dinámica del sistema dozer Feeder
(a) Mineral (b) Grava de río (c) Ladrillo (d) carbón (e) Yeso (f) Mortero

El mortero es la denominación asignada a la combinación de aglomerantes y aglomerados. Los más comunes son los de cemento y están compuestos por cemento, agregado fino (arena) y agua. Generalmente, se utilizan para obras de albañilería, como material de agarre, revestimiento de paredes, etc.

El cemento y la arena fueron adquiridos comercialmente como material de construcción en sacos de 42,5 [kg] (Marca Bio Bio) y de 30 [kg] (Marca Pier Gino) respectivamente. Para la generación de material particulado se generan bloques de aproximadamente 46x15x10 [cm] considerando una proporción de 1,5 [l] de agua por cada 2,25 [kg] de cemento y 2 [kg] de arena de tamaño inferior a 2,38 [cm]. Se dejan secar a temperatura ambiente durante 24 [h] y luego en un horno de baja temperatura, a 70[°C] durante adicionales 24 [h].

Es claro notar que existe un número no determinado de materiales posibles de evaluar. En ese sentido, se ha establecido que la evaluación de estos 6 materiales es suficiente en esta etapa por cuanto permite comparar el comportamiento de aquellos de mayor disponibilidad y acceso para la evaluación del modelamiento físico. No obstante, se buscan materiales menos resistentes que el mineral y la grava chancada.

De la misma manera en el caso del Yeso y el Mortero, ambos materiales responden a proporciones entre agua y arena según sea el caso, establecidas por el autor sin que respondan a una condición particular. Será parte de la investigación futura y de acuerdo a los resultados obtenidos, la evaluación de otros materiales que respondan a las características del flujo y propiedades de los materiales a evaluar.

Se presentan a continuación, los procedimientos adoptados para la determinación de las propiedades de los granulares consideradas en la investigación.

3.4.2 Densidad y porosidad

3.4.2.1 Densidad Específica o del sólido

La densidad ρ o masa específica corresponde a una magnitud escalar que relaciona la cantidad de masa m_e contenida en un determinado volumen V_e de una sustancia.

$$\rho_e = \frac{m_e}{V_e}$$

Ecuación 19: Densidad específica

Para determinarla es utilizada la técnica de la picnometría. El procedimiento incluye la pulverización del material, y la medición de la masa de la botella de acuerdo a los procedimientos establecidos para la técnica.

Se obtiene la densidad del material a través de la determinación de la masa y el volumen de los sólidos en frasco de volumen conocido.

$$\rho_s = \rho_l * \frac{m_{t+m} - m_t}{(m_{t+a} - m_t) - (m_{t+m+a} - m_{t+m})}$$

Ecuación 20: Densidad Específica medida por Picnometría

$$\rho_l = \text{densidad del agua} \left[\frac{g}{cm^3} \right]$$

$$\rho_s = \text{densidad material} \left[\frac{g}{cm^3} \right]$$

$$m_t = \text{masa tubo vacío}$$

$$m_{t+m} = \text{masa tubo más masa material [g]}$$

$$m_{t+a} = \text{masa tubo más masa agua [g]}$$

$$m_{t+m+a} = \text{masa tubo más masa material más masa agua [g]}$$

Cabe señalar que en el caso m_{t+m+a} , se debe extraer las burbujas de aire atrapadas por el mineral en el proceso, para lo cual se utiliza una bomba de vacío.

El procedimiento se repite en 5 oportunidades y se obtiene el promedio de las densidades, la que para efectos del estudio será considerada.

3.4.2.2 *Densidad Aparente*

La densidad aparente es una magnitud aplicada en materiales porosos como el suelo, los cuales forman cuerpos heterogéneos con intersticios de aire u otra sustancia normalmente más ligera, de forma que la densidad total del cuerpo es menor que la densidad del material poroso si se compactase.

En el caso de un material mezclado con aire se tiene:

$$\rho_{ap} = \frac{m_{ap}}{V_{ap}} = \frac{m_e + m_{aire}}{V_e + V_{aire}}$$

Ecuación 21: Densidad aparente

Para obtener la densidad aparente del material en estudio se utiliza un tubo de 12 [cm] de diámetro el cual es rellenado hasta completar los 1000 [m] (V_{ap}) con una muestra de la granulometría del material granular, obtenida mediante un cortador giratorio. Se pesa el tubo y el tubo con el material, tal que a partir de la diferencia se obtiene el valor m_e .

Finalmente se obtiene la densidad aparente a partir de la ecuación previamente señalada. El procedimiento se repite en 5 oportunidades y se obtiene un rango de estimación. Finalmente se establece la densidad dentro del modelo y se compara con las anteriores mediciones. Se considera esta última para efectos de la investigación.

3.4.3 *Granulometría*

Un sistema particulado posee una distribución de tamaños que puede ser determinada usando diferentes propiedades del material, ya sea el número de partículas, el largo, el área superficial, su masa o volumen.

Un material granular grueso es considerado bien graduado si no hay exceso de ningún tamaño de las partículas en ningún rango de tamaño, y si no se carece de tamaños intermedios (Craig, 2004).

El tamaño para el cual se encuentra el 10% de las partículas más pequeñas se denota como D_{10} . De la misma forma se define para los casos de 30%, 50% y otros tamaños característicos. A modo de comparación entre los distintos sistemas particulados, generalmente se define el coeficiente de uniformidad C_u y el coeficiente de curvatura C_z , los cuales se definen a continuación.

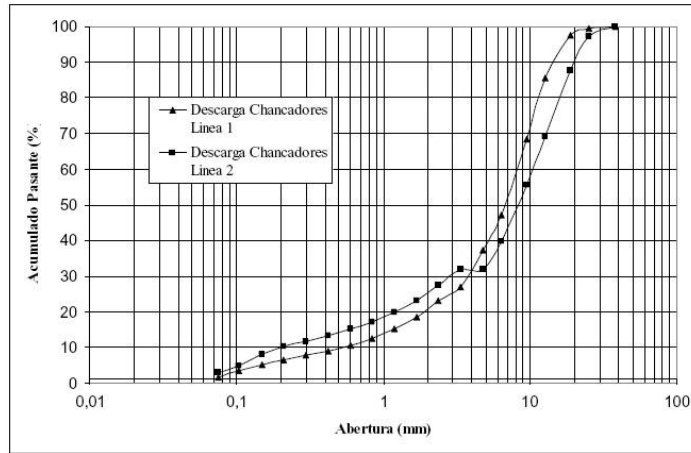


Figura 12: Ejemplo Curva Granulométrica

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} \qquad C_z = \frac{D_{30}^2}{D_{60}D_{10}}$$

Ecuación 22: Coeficiente de uniformidad y coeficiente de curvatura

De acuerdo a estos, mientras más alto el valor del coeficiente de uniformidad más amplio el rango de tamaños en el material granular. Así también, se define una distribución bien graduada si considera un coeficiente de curvatura entre 1 y 3 (Craig, 2004).

Según Terzaghi, la granulometría ideal para un enrocado debe ser bien graduada, esto se atribuye a que en este tipo de granulometría el número de contacto entre partículas es alto, por ende las tensiones de contacto son menores. Si la granulometría es uniforme la fuerza del contacto es elevada ya que existe un menor número de contacto entre partículas, lo cual conlleva a un mayor grado de rotura (de la Hoz, 2007). Esto último dependerá directamente de las magnitudes de las fuerzas involucradas en el fenómeno y de la resistencia de dichas partículas.

Finalmente, la distribución de tamaños (tamaño medio d_{50} y el rango C_u) determinan el nivel de fuerzas de partículas gobernantes, el ensamble inter-partícula y el consiguiente comportamiento a macro escala; luego, la distribución de tamaños juega un rol central en la clasificación de los sistemas de suelos (Santamarina & Cho, 2004).

Para determinar la distribución de tamaños de un material grueso esta puede ser realizada a través del método de tamizado donde la muestra es pasada a través de una serie estándar de tamices con aberturas sucesivamente más pequeñas. La masa retenida en cada tamiz es determinada y el porcentaje acumulado es calculado.

Para su caracterización, existen varios modelos de distribución de tamaños que muestran la frecuencia acumulada de masa para cierto tamaño. Los más usados corresponden a las distribuciones de Gaudin-Schumann y Rosin-Rammler (Casali, 2011).

En esta investigación, se considera una serie de tamices 1 3/8", 1", 7/8", 3/4", 5/8", 9/16", 1/2", 3/8" y 1/4" además de balanzas y elementos de seguridad para la construcción de estas, además se modelará de acuerdo a una distribución Rosin Rammler por representar mejor sistemas de tamaños más gruesos (Casali, 2011). Esto último es corroborado en el punto 6) del procedimiento general ¹⁵ que se presenta a continuación:

- 1) Obtención o construcción de los materiales de acuerdo al caso.
- 2) Conminución en Chancador de mandíbula con abertura de 1".
- 3) Tamizaje de acuerdo a la serie previamente señalada. En particular el procedimiento de las curvas granulométricas del Modelo 3D requerían tamaños en específicos de acuerdo a los requerimientos propuestos.
- 4) Homogeneización de los incrementos mediante cortador rotatorio.
- 5) Se determinan finalmente tamaños característicos d_{80} , $d_{63.2}$, d_{50} y d_{10} , además de los coeficientes de uniformidad C_u y de curvatura C_z .
- 6) Se estima modelos de distribución granulométrica a partir de la minimización del error cuadrático entre la curva y el modelo propuesto. Para ello se calculan las frecuencias relativas f_i (%) y acumuladas Fu (%), y se aplica una herramienta de optimización. El error cuadrático viene dado por la siguiente relación:

$$Error = \sum_{i=1}^n (Fue_i - Fum_i)^2$$

Ecuación 23: Error cuadrático

Fue_i = Frecuencia real acumulada

Fum_i = Frecuencia acumulada que entrega el modelo

3.4.4 Resistencia de Partículas y fragmentación

Las partículas de gran tamaño contienen micro-fisuras o vetillas que forman planos de debilidad a través de los cuales se produce la rotura. Estas irregularidades no se presentan en las partículas de menor diámetro, lo cual aumenta su resistencia como partícula individual. (de la Hoz, 2007).

La rotura de las partículas ocurrirá cuando la fuerza actuando en el grano excede su resistencia, incluso si este se encuentra inmerso en una matriz, donde luego se debería extender a una rotura colectiva. (Nakata, Yoshinori, & Masayuki, 2001)

¹⁵ El cual es llevado a cabo en Laboratorio de Procesamiento de Minerales del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile

Se espera que el material de baja resistencia presente mayor rotura de partículas, lo que implica un cambio en la granulometría de entrada respecto de la de salida de cualquier fenómeno que implique mecanismos de fragmentación.

Los mecanismos de fragmentación que pueden observarse durante el flujo granular y que aplican al flujo gravitacional observado en una mina de block panel caving, pueden reducirse a impacto y abrasión. El primero de ellos resulta del choque intempestivo entre dos o más partículas, mientras que el segundo al movimiento relativo entre las partículas en contacto accionado la mecánica de rozamiento y desgaste que provoca la erosión del material.

El mecanismo de abrasión puede asociarse a la fragmentación secundaria en una mina de caving, es decir, ocasionada por los movimientos de los bloques a través de la columna de extracción hasta llegar a los puntos de extracción.

Por otro lado, la resistencia de una partícula o del material granular, determinará si el flujo se detiene producto de la formación de colgaduras (Johanson, 1971). De acuerdo a Jenike (1961-1964) la formación de arcos estables es consecuencia de que los esfuerzos tangenciales sobre la superficie del arco o domo no exceden la resistencia del material involucrado en el fenómeno (Yenge, 1980). Es de esperar en consecuencia que para igual ensayo, partículas más resistentes presenten un mayor número de colgaduras durante el flujo del material granular.

Finalmente, para la medición del nivel de rotura de las partículas se han propuesto diversos métodos relacionados con la comparación de las granulometrías. El método más utilizado es el parámetro B_g propuesto por Marsal en 1969 que es definido como la sumatoria de las diferencias positivas entre los porcentajes de material retenido en las mallas, antes y después del ensayo de resistencia (de la Hoz, 2007). Para efectos de este estudio y los resultados esperados, solo se caracteriza los tamaños retenidos en las respectivas mallas, metodología regular en el área de procesamiento de minerales.

3.4.4.1 Forma de Partículas

La forma de las partículas corresponde a la expresión de la morfología externa de las partículas y resulta independiente del tamaño de estas (P.J.Barret, 1980). Es decir, es posible encontrar igual forma a distintos tamaños.

Forma y tamaño de las partículas, reflejan la composición mineralógica del material, formación del grano y su liberación de la matriz del mineral, transporte y ambiente de depositación. La esfericidad y redondez puede ser estimada en forma visual al realizar comparaciones con gráficos, como el que se muestra en la Figura 13. Además las imágenes digitales facilitan el análisis matemático de la forma de la partícula incluida el Análisis de Fourier, análisis fractal y otras técnicas híbridas (Santamarina & Cho, 2004).

Existen tres importantes elementos en la forma de las partículas independientes entre sí: esfericidad, angularidad o redondez y rugosidad. Su evaluación convencional (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006) se realiza de acuerdo a la siguiente figura:

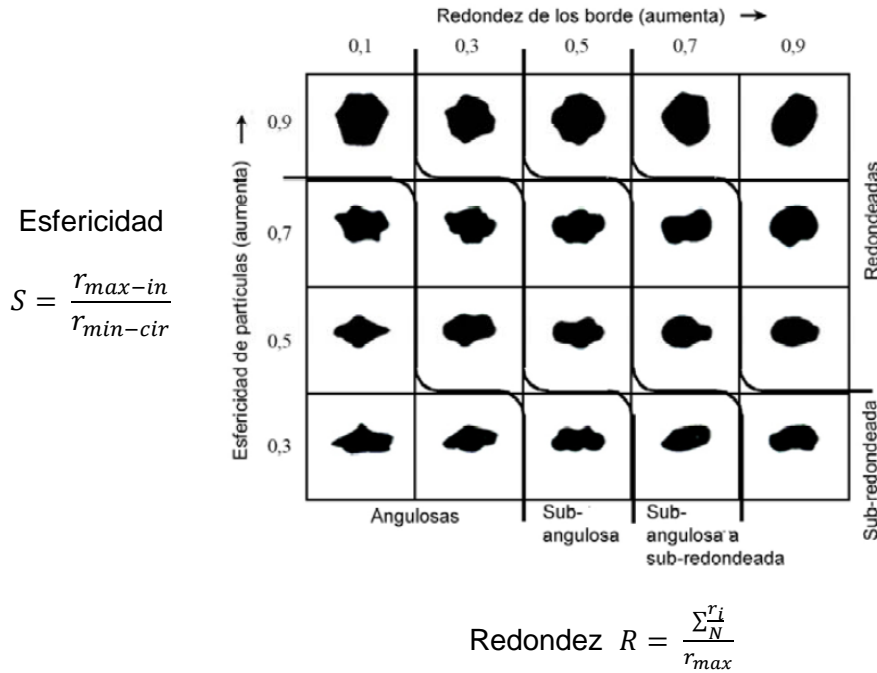


Figura 13: Determinación de esfericidad y redondez de partículas (Santamarina & Cho, 2004) (adaptado de Krumbein y Sloss, 1963)

Respecto de rugosidad, esta describe la textura de la superficie de las partículas respecto del radio de estas. Se define a continuación la esfericidad y la redondez.

3.4.4.2 Esfericidad (S)

Puede ser cuantificada como el diámetro mayor de la esfera inscrita r_{max} con respecto al diámetro menor de la esfera circunscrita r_{min} a la partícula según la Figura 15.

$$S = \frac{r_{max-in}}{r_{min-cir}}$$

Ecuación 24: Esfericidad de la partícula

3.4.4.3 Redondez o angularidad (R)

Puede ser cuantificada como el radio medio de curvatura de las superficies características relativas al máximo radio de la esfera que puede ser inscrita dentro de la partícula r_{max} .

$$R = \frac{\sum \frac{r_i}{N}}{r_{max}}$$

Ecuación 25: Redondez de la partícula

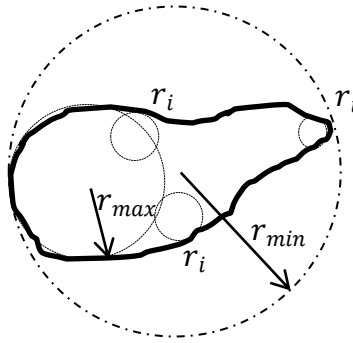


Figura 14: Dimensiones relativas a la evaluación de redondez y esfericidad (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006)

La forma de las partículas afecta el comportamiento a macro escala del material granular y en particular respecto del flujo granular, sin embargo no es posible establecer separadamente la contribución relativa de la redondez y la esfericidad al fenómeno. (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006). En efecto, respecto de flujo granular y para partículas esféricas, menor es la formación de arcos y mayor la tasa de flujo (Santamarina & Cho, 2004).

En este estudio, esfericidad y redondez son determinadas a través de la observación individual de partículas y comparando la geometría observada con el análisis bidimensional del esquema anteriormente.

Para fines comparativos, se considera además el índice denominado regularidad de la partícula en función de los parámetros anteriores como:

$$\varphi = \frac{R + S}{2}$$

Ecuación 26: Regularidad de la partícula (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006).

El procedimiento es repetido para 30 partículas de tamaño característico $d_{63,2}$ el cual puede ser revisado en la sección Anexos C. Se estima los radios de: la circunferencia menor circunscrita, la circunferencia mayor inscrita y los radios de las circunferencias que se ubican en zonas donde se presenta redondez en la partícula de acuerdo a las definiciones previamente señaladas.

3.4.4.4 Resistencia a la Carga Puntual

Mediante la metodología ASTM D5731-08 se realiza el ensayo de carga puntal con el objetivo de determinar la resistencia de las partículas de los materiales involucrados en esta investigación. El procedimiento es realizado en el Instituto de Investigaciones y Ensayos de Materiales (IDIEM) de la Universidad de Chile.



(a)



(b)

Figura 15: IDIEM, U. de Chile. (a) Montaje de equipos ensayo de resistencia de carga puntual, (b) Montaje fragmento en equipo de ensayo de carga puntual

Las 10 muestras seleccionadas al azar, corresponden a fragmentos irregulares de tamaño d_{100} , las que serán rotas por la aplicación de una carga concentrada usando un par de punzones cónicos truncados en forma esférica.

El procedimiento considera eliminar de la data resultante los 2 valores mayores y los 2 valores menores, estimando la resistencia con 6 datos. La medición de la resistencia de la carga puntual se realiza mediante un set de manómetros de rangos distintos en función de las resistencias involucradas en los materiales.

3.4.5 Abrasión

Con el objetivo de medir la resistencia al mecanismo de abrasión de las partículas, se desarrolla este test originalmente pensado para el diseño de equipos de conminución. El test estándar JKMRC se realiza en un molino de 300 x 300 [mm] con 4 barras lifters y se utiliza una muestra de 3 [kg] de mineral con tamaños de partículas que varían entre -55+38 [mm] la cual es ensayada durante 10 [minutos] a una velocidad correspondiente al 70% de la velocidad crítica del equipo, es decir 53 [rpm].

La muestra de 3 [kg] debe ser obtenida por alguna técnica de muestreo que permita la aleatoriedad de ésta. Luego de que el test es completado, la muestra debe ser removida para su posterior análisis granulométrico.

De la data resultante, es posible obtener el valor t_{10} mediante alguna técnica de interpolación cúbica, el cual representa el porcentaje de material pasante de tamaño $\frac{x}{10}$ donde x corresponde a la media geométrica del intervalo de tamaño de las partículas consideradas en el test. Finalmente es posible obtener el índice de abrasión t_a , el cual toma valores entre 0,2 y 2 para minerales de alta y baja competencia respectivamente.

$$t_a = \frac{t_{10}}{10}$$

Ecuación 27: Índice de abrasión JKRMC

3.4.5.1 Test de abrasión ad-hoc propuesto

El test es desarrollado en un molino de 200 x 300 [mm]¹⁶ sin medios de molienda ni barras lifters. Se utiliza una muestra de mineral, de tamaño obtenido a partir de la restricción de volumen llenado de un 80% del molino.

Luego la masa de la muestra es igual a:

$$M_m = \left(\pi * \frac{d^2}{4} * l * 0.8 \right) * \rho * 1000$$

Ecuación 28: Masa test de abrasión JKRMC modificado

$M_m =$ Tamaño de la muestra [Kg]

$d =$ diámetro molino [m], equivalente a 0,2 [m] y $l =$ largo [m], equivalente a 0,3 [m].

$\rho =$ densidad material $\left[\frac{t}{m^3} \right]$

La muestra, obtenida a través de un cortador giratorio posee tamaños de partículas que varían entre $-1 \frac{3}{4}'' + \frac{1}{4}''$ la cual es ensayada durante 10 [minutos] a una velocidad correspondiente al 70% de la velocidad crítica del equipo, es decir 53 [rpm].

Luego, y a diferencia del test estándar JKRMC se obtiene el valor de $t_{0,25}$ que corresponde al % respecto de la muestra de material de tamaño $< \frac{1}{4}''$. El objetivo es contar con un indicador que permita medir la formación de finos durante el proceso de extracción en el modelo.

3.4.6 Angulo de fricción interna

El ángulo de fricción máximo es una sumatoria de varios acontecimientos producidos durante la aplicación del corte, que incluyen la resistencia al deslizamiento en los contactos entre granos, dilatación¹⁷, reordenamiento de los granos y rotura de partículas (de la Hoz, 2007).

Mitchell (1993)¹⁸ señala que la resistencia al deslizamiento entre partículas o "fricción verdadera" ϕ_u está relacionada con los minerales que se encuentran en contacto,

¹⁶ Disponible en el Laboratorio de Procesamiento de Mineralas, Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile

¹⁷ Los materiales granulares sufren un cambio en su fracción de volumen cuando están sujetos a una presión. Durante el desarrollo de un ensayo triaxial CID en un suelo granular inicialmente denso, cuando se llega a un estado de máxima densificación las partículas comienzan a montarse una sobre otra, aumentando así el índice de vacío y resistencia al corte, este fenómeno es definido como dilatación.

¹⁸ Citado por de la Hoz, 2007.

usualmente esta resistencia se considera constante y contribuye a la mitad o más de la resistencia máxima.

La rotura de granos en ensayos a altas presiones debería absorber energía, causando que el ángulo de fricción corregido por dilatación sea mayor al ángulo de fricción de deslizamiento entre partículas (de la Hoz, 2007).

El estado donde se alcanza un volumen constante y una resistencia al corte residual se le denomina “estado crítico”, el ángulo de fricción interna en estas condiciones se denomina ángulo a cambio volumétrico constante o en estado crítico, ϕ_{cv} (de la Hoz, 2007).

Para el caso de materiales no cohesivos el ángulo de reposo (resistencia al deslizamiento entre partículas o “fricción verdadera” ϕ_u) es igual al ángulo de fricción interna. Este resultado, por supuesto, solo aplica en el caso de materiales ideales de Coulomb no cohesivos (Craig, 2004) y será asumido en esta investigación. Por simplificación de la notación el ángulo de reposo se indicará ϕ_{rep} .

Para cualquier material, medir el talud empinado más estable es el método comúnmente más conveniente usado para determinar el ángulo de fricción. Este consiste en llenar un cono con material granular lo más suelto posible, levantarlo verticalmente y medir el ángulo así formado en la base del montículo.

Sin embargo, no existen especificaciones precisas para realizar este ensayo con respecto a elementos tan importantes como las dimensiones del cono, la velocidad de levante del cono o la superficie de ensayo. (Rodas & Rousé, 2010), solo recomendaciones tales como resguardar la segregación de las partículas finas y gruesas por cuanto pudiesen afectar la geometría del cono (Craig, 2004).

Para estimar el ángulo de reposo, se considera un tubo de 21 [cm] de radio interno, corresponde a 6 veces el tamaño mayor de particular considerado en esta investigación, con 1 [m] de alto. Este se llena completamente para luego levantarlo verticalmente y medir el ángulo así formado en la base del montículo.

3.5 Procedimiento de Trabajo General

Se considera en el procedimiento de trabajo general de la investigación las siguientes etapas, éstas, sin perjuicio de que durante la experimentación de ambos casos, se desarrollen actividades particulares destinadas al cumplimiento de los objetivos las cuales serán comentadas en los capítulos 4 y 5 cuando se requiera.

3.5.1 Preparación del material

El material es preparado (sea el caso), chancado y tamizado generando una distribución de tamaños de acuerdo a las condiciones anteriormente señaladas. El

material es homogeneizado mediante cortador rotatorio y posteriormente es “roleado”. Se obtienen fragmentos para la construcción de marcadores.

3.5.2 Llenado

El material es vertido dentro del modelo a partir de recipientes hasta el nivel donde se disponga de marcadores. Se obtiene a partir de celdas de carga, previamente instalada el esfuerzo ejercido sobre la base y/o pared del sistema.

Cuando son utilizados marcadores se disponen en el nivel anotando su ubicación espacial. El proceso se repite hasta completar de material el modelo hasta una altura de 1 [m].

3.5.3 Extracción

En el proceso de extracción el material es extraído por el equipo dozer feeder desde el punto de extracción, el cual es accionado por una botonera activando el sistema neumático diseñado. El material es recibido por un recipiente y es pesado. Adicionalmente se mide el tiempo en que el equipo demora en completar un ciclo.

En caso de existir colgaduras, se califica y posteriormente se procede a descolgar el sistema. La masa de material que eventualmente pueda caer al recipiente producto de este proceso no es parte de la data de extracción.

De existir marcadores, estos son recuperados e indexados con una masa acumulada. Se toman fotografías del proceso de extracción.

3.5.4 Rellenado

Cuando se ha alcanzado la superficie del modelo y habiendo producido subsidencia, el modelo es rellenado con material de igual características y distribución granulométrica.

3.5.5 Otros procedimientos

Entre los otros procedimientos adoptados, se considera la medición las propiedades previamente comentadas para los distintos materiales, además de tamizar los fragmentos una vez descargado completamente el modelo en 2D a fin de establecer la fragmentación resultante.

3.6 Conclusiones

De acuerdo a la revisión realizada de la metodología y procedimientos a utilizar durante la experimentación, se puede concluir previamente que:

1. Se debe reconocer que es muy difícil capturar todos los condicionantes en torno al sistema de block/panel caving a través de la modelación física.

Se ha considerado, que los modelos axisimétricos 2D y 3D (con sus respectivas particularidades) representan parte de la columna de material quebrado (50 [m]) considerando un sistema particulado no cohesivo, heterogéneo pero isótropo, cuyo movimiento esta determinado principalmente por la acción de la gravedad como fuerza preponderante. Esto último, implica que la interpretación e interpolación de los resultados cuantitativos, puede ser llevada a aplicaciones industriales, al presentarse igual fenómeno preponderante tanto en el modelo como en el prototipo.

2. La escala de los modelos elegida es de 1:50 ($k_l = 0,02$), considerando la factibilidad de la construcción del sistema de carguío (Dozer) y su adecuada operación ya probadas en Laboratorio.
3. El análisis de similitud abordado, establece el escalamiento de las constantes elásticas definidas como módulo de Young E y coeficiente de Poisson ν . Ambos parámetros no han sido medidos durante esta investigación ya que no se ha podido reunir las condiciones experimentales suficientes para ello. Luego queda definido fuera del alcance de la investigación y como trabajo propuesto para futuros desarrollos.

Esto implica que la evaluación de las propiedades de los materiales, destinados a cumplir con las condiciones requeridas de acuerdo a Mandel (1968), para lograr la similitud dinámica, queda acotada al cumplimiento de las propiedades como densidad, ángulo de fricción y homotecia de las partículas.

4. A partir del análisis de similitud y las consideraciones sobre módulo de Young E y coeficiente de Poisson ν , se puede indicar que la resistencia del material debe ser escalado de acuerdo al factor de escala geométrico k_l . Esto implica, que un material de índice de resistencia UCS en torno a los 120 [MPa] puede representarse a través de fragmentos de resistencia de 2,4 [MPa].
5. Existe un número no determinado de materiales posibles de evaluar. En ese sentido, se ha establecido que la evaluación de 6 materiales es suficiente en esta etapa, por cuanto permite comparar el comportamiento de aquellos de mayor disponibilidad y acceso para la evaluación del modelamiento físico. Se han considerado mineral, grava, carbón, yeso, mortero y ladrillo. No obstante, se buscan materiales menos resistentes que el mineral y la grava chancada.
6. Respecto de las propiedades de lo materiales, se considera en función de la distribución granulométrica, que mientras más alto el valor del coeficiente de uniformidad más amplio el rango de tamaños en el material granular. Así también, se define una distribución bien graduada si considera un coeficiente de curvatura entre 1 y 3.

7. Se espera que el material de baja resistencia presente mayor rotura de partículas, lo que implica un cambio en la granulometría de entrada respecto de la de salida en cualquier fenómeno que implique mecanismos de fragmentación. Se buscará estimar este valor mediante un test de Abrasión modificado propuesto por el autor. Este mecanismo de rotura a evaluar, puede asociarse a la fragmentación secundaria en una mina de caving.
8. La forma de las partículas afecta el comportamiento a macro escala del material granular y en particular respecto del flujo granular, sin embargo no es posible establecer separadamente la contribución relativa de la redondez y la esfericidad al fenómeno. (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006). En efecto, respecto de flujo granular y para partículas esféricas, menor es la formación de arcos y mayor la tasa de flujo (Santamarina & Cho, 2004).
9. De acuerdo a Johanson (1971), la resistencia de una partícula o del material granular, determinará si el flujo se detiene producto de la formación de colgaduras. Es de esperar en consecuencia, que partículas más resistentes presenten un mayor número de colgaduras durante el flujo del material granular.
10. Para el caso de materiales no cohesivos el ángulo de reposo ϕ_{rep} (resistencia al deslizamiento entre partículas o "fricción verdadera" ϕ_u) es igual al ángulo de fricción interna. Este resultado, por supuesto, solo aplica en el caso de materiales ideales de Coulomb no cohesivos y será asumido en esta investigación.

CAPITULO 4

MODELACION FÍSICA PRUEBA DIVISIÓN ANDINA

En este capítulo se describe el plan experimental destinado a establecer la influencia de diversas variables de diseño en el comportamiento y capacidad de extracción del sistema de minería continua mediante la construcción de un modelo físico 3D a escala reducida. Los resultados se encuentran orientados principalmente a apoyar la ingeniería conceptual de la Minería Continua en División Andina.

4.1 Antecedentes

El Laboratorio de Block Caving durante el año 2009 desarrolló el proyecto de investigación “Modelamiento físico de la Minería Continua”, cuyo objetivo fue determinar, mediante un modelo físico 2-D a escala reducida, el comportamiento cinemático y la capacidad de extracción del sistema dozer para distintas condiciones de operación.

Entre los conocimientos desarrollados, se encuentran haber establecido los mecanismos de funcionamiento del sistema de extracción dozer, las variables que afectan el proceso productivo y la formación de colgaduras, además de la caracterización del elipsoide de extracción.

En líneas generales se logró reproducir la cinemática (velocidades) del sistema dozer, mientras que la similitud dinámica sólo se logró parcialmente, estableciéndose recomendaciones para lograr un mayor entendimiento en torno a las variables de diseño que se ven involucradas en el proceso.

Esto último motivó el presente proyecto de investigación el cual aborda analizar la influencia de diversas variables de diseño en el comportamiento y capacidad de extracción del sistema mediante la construcción de un modelo físico 3D

4.2 Plan Experimental

En función de los objetivos planteados, se muestra a continuación el plan experimental a realizar para el modelamiento de la minería continua del módulo de prueba de la División Andina.

Tabla 9: Plan experimental Modelamiento 3D Minería Continua

Nº Exp.	Nomenclatura	Objetivo
1.1	Gm1,B1	Experimento de Prueba. Estudio del funcionamiento del sistema completo y solución de posibles problemas operacionales. La granulometría mono tamaño (Gm1) considera partículas de tamaño 18 [mm] (equivalente a 90 [cm] de escala real).
1.2	Gm2, B1	Experimento de Prueba. Estudio del funcionamiento del sistema completo y solución de posibles problemas operacionales. La granulometría mono tamaño (Gm2) considera partículas de tamaño entre 5,1 [mm] y 12,7 [mm] (equivalentes a 25,5 [cm] y 63,5 [cm] de escala real respectivamente).
2	G1,B1	Medir efecto de ángulo de batea (B1) y una distribución granulométrica de mineral primario pre-acondicionado (G1) en: productividad, geometría de flujo, y esfuerzos. Exp. caso base.
3	G1,B1,Z	Disminución de sección de galería de zanja (Z) de 8x8 [cm ²] a 8x6 [cm ²] (equivalentes a 4x4 [m ²] y 4x3 [m ²] respectivamente. Medir efecto del cambio de la geometría sobre la productividad.
4	G1,B1,V	Acortamiento del punto de extracción o distancia calle-visera (V). Medición del efecto sobre los esfuerzos en la base del sistema. Medir efecto del cambio de la geometría sobre la productividad.
5	G2,B1	Medir efecto del cambio de la distribución granulométrica secundaria (G2) en: productividad y esfuerzos con sistema Dozer
6	G1,B2	Medir efecto de ángulo de batea (B2) en la productividad del sistema dozer.
7	G2,B2	Medir efecto de ángulo de batea (B2) y una distribución granulométrica secundaria (G2).
8	G1,B1,A	Prolongación de batea a nivel de UCL (A). Medir efecto sobre los esfuerzos en las paredes y base del sistema. Efecto la tasa de producción y medición (cuantificación y calificación) de colgaduras.
9	G1, B1, D2	Modificación de la geometría del dozer (D2) de una cara plana a una en punta (placa triangular). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema.
10	G1, B1, D3, DZ	Aumento del ancho del equipo dozer (D3). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema. Se evalúa alternativa descuelgue zanja (DZ).
11	G1, B1, D4, DZ	Disminución de largo de dozer (D4). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema. Se evalúa alternativa descuelgue zanja (DZ).

Se ha considerado la siguiente nomenclatura en función de las variables en evaluación, las cuales ya han sido señaladas en la tabla anterior.

Tabla 10: Descripción nomenclatura plan experimental

Notación	Descripción
Gm	Granulometría monotamaño
G1	Granulometría Primario -Andina
G2	Granulometría Secundario
B1	Batea de ángulo $\alpha = 58^\circ$
B2	Batea de ángulo $\alpha = 53^\circ$
Z	Galería de zanja de 4x3 [m x m]
V	Acortamiento calle-visera
A	Prolongación de batea
D2	Dozer placa triangular (en punta)
D3	Dozer más ancho.
D4	Dozer más pequeño. Disminución del largo.
DZ	Alternativa de descuelgue de zanja

A continuación, se describen los principales elementos que componen el plan experimental.

4.2.1 Diseño Modelo 3D

Se presenta a continuación el diseño del modelo 3D del punto de extracción de minería continua utilizado durante el desarrollo del proyecto el cual representa un punto de extracción de una malla de 13 x 17 [m x m] con su galería de zanja y conexión hacia la calle de producción, donde se encuentra emplazado el sistema de transporte estacionario continuo.

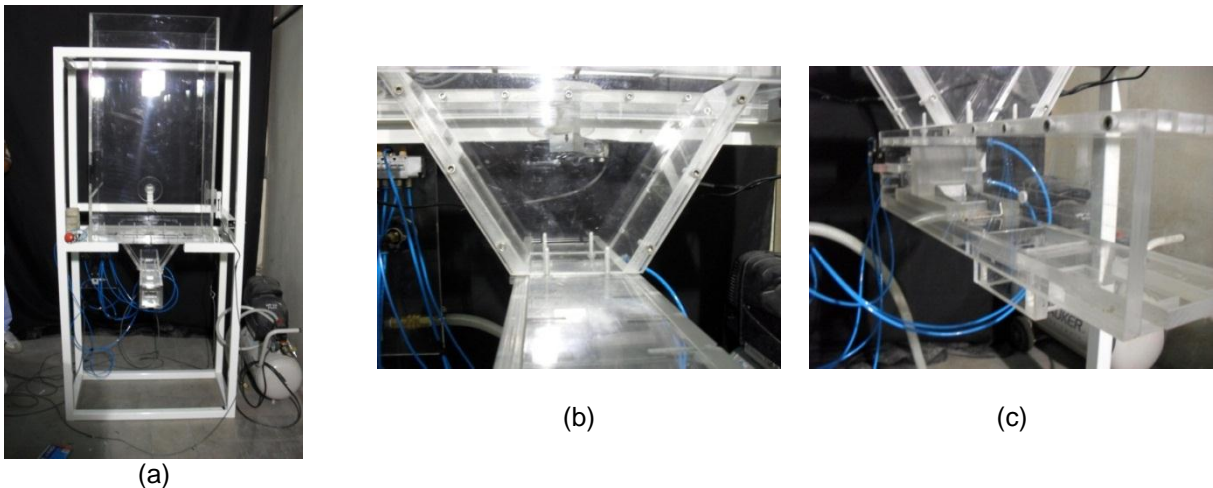


Figura 16: Modelo Minería Continua 3D a) Vista general del Modelo b) Diseño Batea 58° c) Isométrico galería de zanja

La escala del modelo es 1:50 ($k_l = 0,02$) y tiene una altura de 1 [m], que corresponde a la simulación de una altura de columna de 50 [m]. El modelo 3D es de carácter axisimétrico al representar el mismo fenómeno de extracción en el módulo de minería continua para los puntos colindantes.

El modelo va soportado por una estructura de fierro. El sistema de empuje, tal como se ha señalado previamente es de tipo neumático, el cual se acciona por botoneras que controlan el flujo de aire del sistema. La presión es medida, tanto para el flujo de entrada como de salida, por manómetros instalados en la parte posterior del modelo.

4.2.2 Granulometría Modelo 3D

La granulometría se define a partir de los requerimientos del estudio e información proporcionada de IM2 respecto del módulo de Minería Continua de Andina y estimaciones realizadas por la División. Se consideran entonces, de acuerdo a lo anterior, las granulometrías presentadas en el Gráfico 4 definidas como G1 y G2 denominadas como material Andina primario y secundario respectivamente.

Adicionalmente y para efectos de los test del modelo, se construyen dos granulometrías monotamaño Gm1 ($d_{50} = 18$ [mm]) y Gm2 ($d_{50} = 9$ [mm]), equivalentes a 90[cm] y 45 [cm] en escala real respectivamente.

El material utilizado corresponde a grava de río.



Figura 17: Granulometrías empleadas en evaluación Minería Continua modelo 3D Módulo Andina.
a) Monotamaño $d_{50}=18$ [mm] (0.9 [m] escalado) b) Granulometría Andina Primario

A partir de la información anterior se define una distribución granulométrica para proceder al proceso de construcción de la curva primario Andina la cual responde al modelo Rossin Ramler (error cuadrático de 4%):

$$Fu(x) = 1 - \exp\left(-\left(\frac{x}{20,6}\right)^{1,71}\right)$$

Ecuación 29: Distribución Rossin Ramler primario Andina

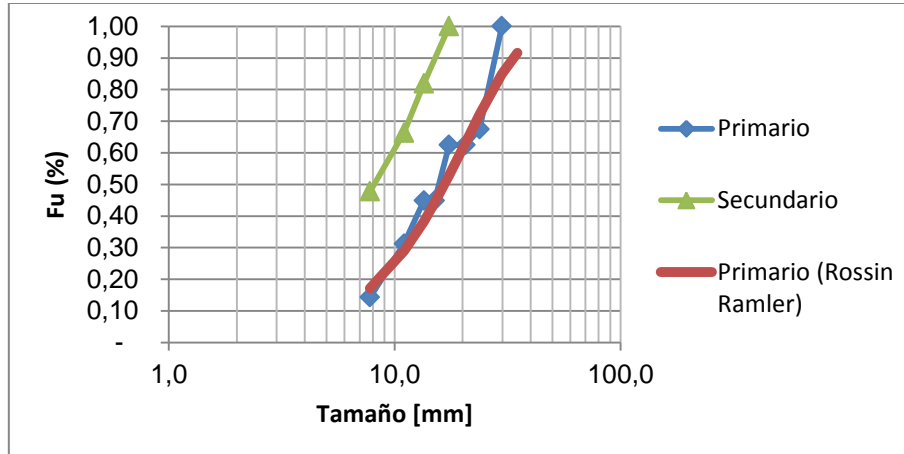


Gráfico 4: Granulometrías primario y secundario (IM2) y distribución granulométrica R-R.

Se presentan a continuación los valores característicos de la distribución granulométrica modelada para el material Primario. Para efectos de la experimentación se utiliza la curva R-R, entre los tamaños entre 0,64 [cm] ($1/4''$) y 3,5 [cm] ($1^{3/8}''$), equivalente a 0.32 [m] y 1,75 [m] efectivamente.

Tabla 11: Valores característicos distribuciones granulométricas modelo 3D en [cm]

Curva Granulométrica Modelo Minería Continua Módulo Andina	d_{80}	$d_{63,2}$	d_{60}	d_{50}	d_{30}	d_{10}	C_u	C_z
G1 (Primario)	2,72	2,06	1,96	1,66	1,13	0,55	3,53	1,17

4.2.3 Marcadores

Los marcadores corresponden a gravilla seleccionada de aproximadamente 1,2 [cm] pintada con spray de colores verde y naranja e identificadas por nivel y ubicación. Por ser del mismo material, estos marcadores no interfieren con el resto de las partículas del modelo.

Se disponen marcadores en el modelo en 14 niveles abarcando desde la batea hasta el tope del modelo. En las siguientes figuras se aprecia la disposición de ellos en el modelo.

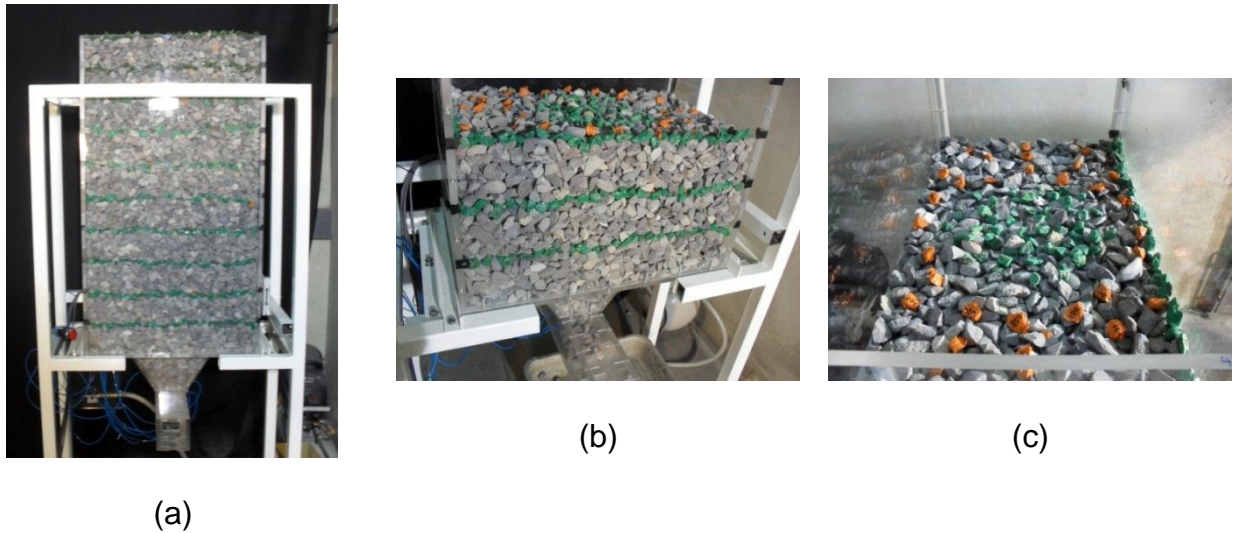


Figura 18: Disposición marcadores modelo 3D. a) Vista transversal modelo: Disposición marcadores b) Isométrico disposición marcadores tercer nivel c) Marcadores dentro del modelo

4.2.4 Celdas de Carga

Para medir los esfuerzos del material quebrado sobre la infraestructura minera, se disponen 5 celdas de carga en ubicaciones determinadas: 3 ubicadas en la base del sistema identificadas por M02, M03 Y M04; y 2 en las paredes del modelo identificadas como M00 y M01. El objetivo de estas es medir los esfuerzos verticales y horizontales durante el llenado y extracción del material.

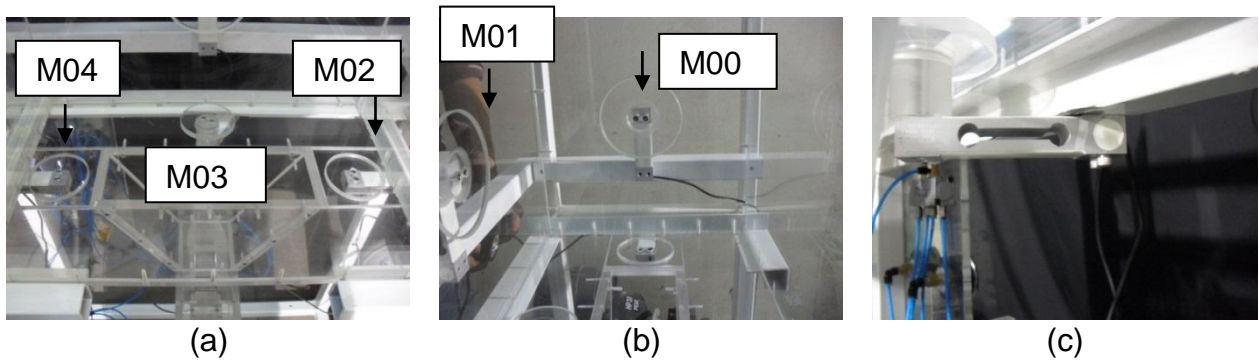


Figura 19: Disposición celdas de carga en Modelo 3D a) Celda M02, M03 Y M04 b) Celda M00 y M01 c) Base del modelo

Se utiliza como sistema de colección de datos un strainmeter modelo TC-31K sumado a un Switching Box de 5 canales marca TML.

4.2.5 Modificaciones Equipo Dozer

Con el objetivo de identificar y evaluar aspectos de diseño del equipo, que puedan tener un impacto en la productividad o el costo de éste, se definen algunas modificaciones al diseño básico del equipo.

4.2.5.1 Equipo Dozer placa triangular

Se modifica la punta del equipo dozer hacia una placa triangular. Ésta modificación busca disminuir el requerimiento de presión del sistema al momento del ingreso sobre la pila, concentrando la fuerza en una menor área en la punta de la placa móvil del equipo dozer. Se presenta a continuación el diseño.

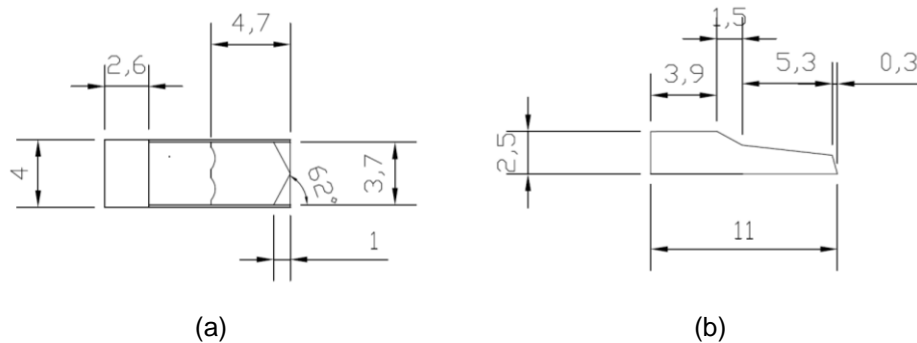


Figura 20: Dozer placa triangular (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal.
 Dimensiones en [mm] escala 1:50

4.2.5.2 Dozer ancho

Se aumenta el ancho del equipo dozer en 1 [cm] (equivalente a 0,5 [m]). Con esta modificación se busca establecer una mayor productividad del sistema al ampliar la superficie de contacto con la pila de material que se encuentra en el punto de extracción.

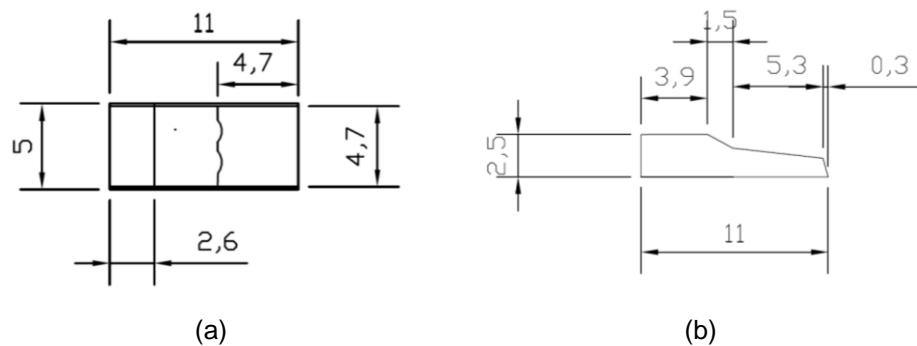
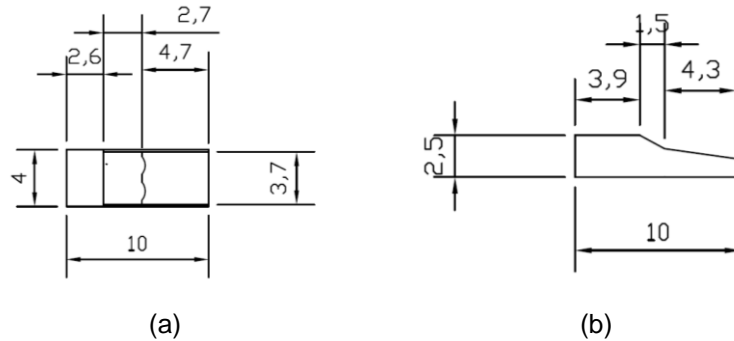


Figura 21: Dozer placa ancha (a) Vista en planta (b) Vista longitudinal.
 Dimensiones en [mm] escala 1:50

4.2.5.3 Dozer corto

Se disminuye el largo del dozer. Tiene como objetivo observar si una disminución del largo del equipo afecta en la productividad del sistema



**Figura 22: Dozer placa corta (a) vista en planta (b) vista longitudinal.
Dimensiones en [mm] escala 1:50**

4.2.6 Modificaciones Infraestructura Mina

Se presenta a continuación las características del caso base del modelo de minería continua y las modificaciones geométricas realizadas, que definen distintas condiciones de experimentación de acuerdo al plan experimental.

Tabla 12: Características diseño caso base

Características de diseño	Diseño a escala	Equivalencia diseño real
Columna	1 [m] x 0,54[m] x 0,35 [m]	50 [m] x 17 [m] x 13[m]
Angulo zanja α	58°	58°
Angulo zanja β	90°	90°
Galería de zanja	8 x 8 [cm ²]	4 x 4 [m ²]
Pilar UCL	Sin geometría de pilar	-

Tabla 13: Modificaciones infraestructura mina diseño 3D (equivalente a escala real)

Diseño	Unidad	Características diseño (equivalente escala real)				
		Caso Base	Galería	Descripción Ángulo batea	Pilar UCL	Calle Visera
Ángulo zanja (α)	[°]	58	58	53	58	58
Ángulo zanja (β)	[°]	90	90	90	90	90
Galería zanja	[m ²]	16	12	16	16	16
Altura galería "Hg"	[m]	4	3	4	4	4
Pilar UCL	-	Sin geometría de pilar	Sin geometría de pilar	Sin geometría de pilar	Geometría de prolongación batea	Sin geometría de pilar °
Altura zanja "Hz"	[m]	9	9	9	11.5	9
Distancia calle visera "Dcv"	[m]	3,1	3,1	3,1	3,1	2,1

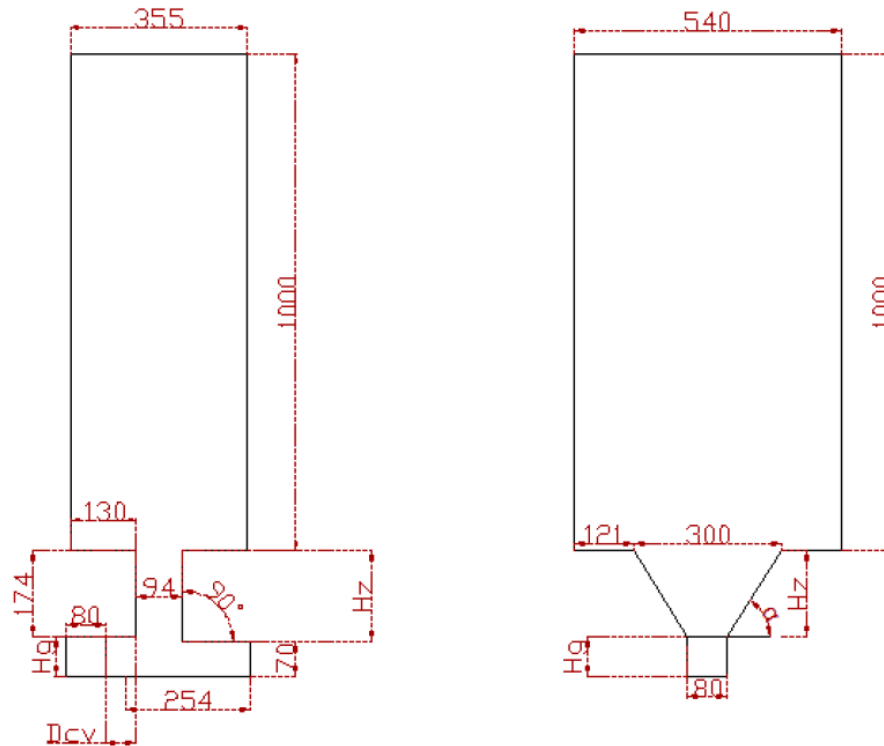


Figura 23: Esquema general Diseño Modelo 3D. Dimensiones en [mm], escala 1:50.

4.2.7 Colgadas y sistema de descuelgue.

A lo largo de este proyecto se han definido tres tipos de colgadas las cuales se han observado durante la experimentación las que se han clasificado en función de la zona o área en la que se producen. En la siguiente figura se presentan fotografías que muestran estas estructuras.

Estas se clasifican de la siguiente manera:

1. Tipo 1. Formadas debido a que el material que se queda estático formando un arco directamente sobre el equipo dozer. El equipo no es capaz de desestabilizarlo.
2. Tipo 2. Son aquellas que se producen a la altura de la parte inferior de la batea, teniendo como apoyos la visera y la galería de Dozer
3. Tipo 3. Son aquellas formadas dentro de la batea solamente soportada en las paredes de esta por un efecto embudo.

Colgadas

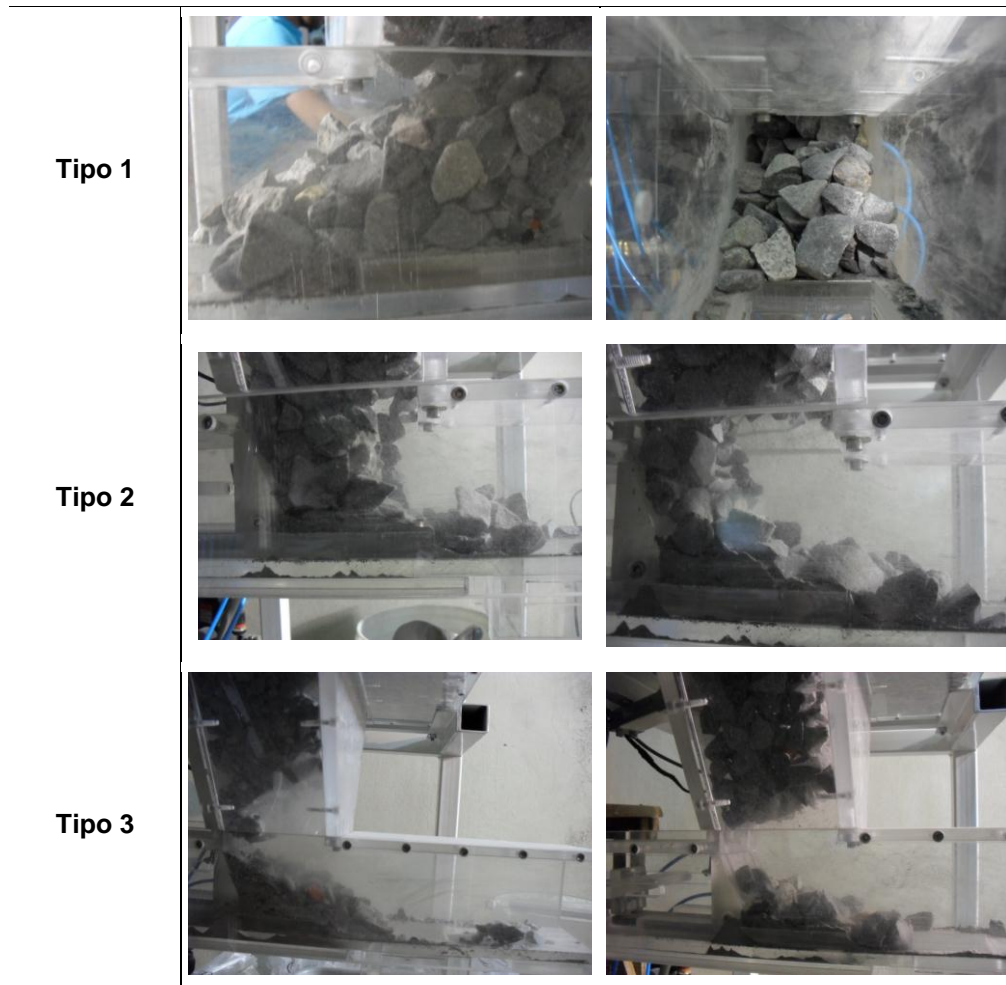


Figura 24: Clasificación de colgadas Modelo 3D Minería Continua. Tipo 1. Formadas debido a que el material que se queda estático formando un arco directamente sobre el equipo dozer. Tipo 2. Se producen a la altura de la parte inferior de la batea, teniendo como apoyos la vicera y la galería de Dozer. Tipo 3. Soportada en las paredes de esta por un efecto embudo.

El sistema de descuelgue consta en principio, de un sistema tal que permita destrabar las colgadas formadas por sobre tamaño en el punto de extracción. El sistema de descuelgue propuesto por IM2 apunta a desestabilizar estas estructuras formadas por los fragmentos en el punto mediante 3 lanzas dispuestas paralelamente de iguales dimensiones ubicadas dentro del dintel de protección (sobre el equipo dozer) y accionadas por un sistema de cilindros hidráulicos que penetran simultáneamente 50 [cm] en la pila de mineral.

Al incorporar una fuerza externa al sistema se espera como resultado el reordenamiento de los esfuerzos involucrados permitiendo el flujo de masa normal y con ello una mayor continuidad en la producción.

Para efectos de este estudio se disponen 6 lanzas distribuidas en grupos de 3 en dos zonas dentro del punto de extracción: la zona del dintel anteriormente señalada y la zona inferior de la base de la batea. El modelo corresponde al caso base con batea inclinada en un ángulo de 58° y galería de sección 8×8 [cm²] (equivalente a 4×4 [m x m] en escala real).

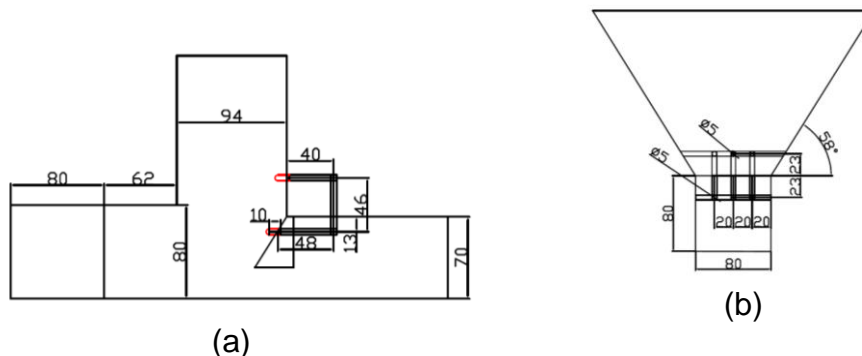


Figura 25: Sistema de descuelgue modelo minería continua 3D. a) Vista longitudinal, ubicación de lanzas por detrás del dintel b) vista transversal, sección lanzas y ubicación en el punto de extracción. Dimensiones en [mm]. Escala 1:50.

En ambos casos, se espera establecer cualitativamente el funcionamiento del sistema. La instalación de las lanzas en la parte baja de la batea, tiene por objetivo evaluar esta alternativa no considerada en el diseño original apuntando a colgadas soportadas en las paredes de la estructura del punto.

Las lanzas escaladas tienen un diámetro de 5 [mm], en tanto la penetración máxima en la pila es de 10 [mm]. Ambos sets de lanzas se ubican a 23 [mm] respecto del techo de la galería tanto en la dirección hacia el piso del punto como hacia la batea.

4.3 Desarrollo Plan Experimental

4.3.1 Experimento 1.1

La experiencia 1.1 tiene el objetivo de verificar el correcto funcionamiento del modelo físico, por lo tanto es en esta etapa cuando se realizan las correcciones y ajustes a la estructura y al sistema de extracción Dozer. La granulometría utilizada en este experimento fue un mono tamaño de $\frac{3}{4}$ ", que escalado corresponde a 0,9 [m], y la presión utilizada fue la máxima que se puede alcanzar con el sistema en laboratorio de 8 [bar]. La extracción completa de la columna de material fue llevada a cabo en 96 [h], con una extracción total de material de 110 [kg].

4.3.1.1 Productividad

A continuación se presenta una tabla resumen con los principales resultados de productividad, tiempo de ciclo y velocidad alcanzada por el sistema extractor.

Tabla 14: Resultados Experimento 1.1 con granulometría monotamaño 3/4".

	Nº ciclos	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		19,7	27,7	0,0	192,9
Tiempo de ciclo [s]	5.609	4,3	1,2	1,0	18,5
Velocidad [mm/s]		7,5	1,8	1,6	25,9

4.3.1.2 Colgadas

Las colgadas presentes en la extracción completa del modelo fueron 59, siendo las más frecuentes las de tipo 1 y 2. Este alto número de colgadas, junto con la baja productividad alcanzada en este experimento es por el efecto de la granulometría empleada que posee un tamaño único y de tamaño considerable, lo cual produce el encadenamiento de las partículas generando arcos estables y baja productividad.

Tabla 15: Características de colgadas del Exp. 1.1 Granulometría monotamaño de 3/4".

Frecuencia colgada [g/colg]	Nº Colgadas				
	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
1.879	59	22	20	17	0

El principal problema operacional presente durante la extracción son las continuas trancaduras o trabamientos del Dozer provocado por las partículas finas que se introducen en los intersticios del equipo. El número de trancaduras totales fue de 262.

4.3.2 Experimento 1.2

Considerando la baja productividad y el gran número de colgadas existentes en el experimento en que se utilizó un mono tamaño de 18 [mm], el experimento fue replicado con una granulometría mono tamaño de + 1/5" - 1/2", que corresponde al mono tamaño utilizado en el modelo físico 2D del proyecto Fase I. La presión utilizada en este caso fue de 6 [bar], la mínima requerida para mover el Dozer. El objetivo de este experimento, al igual que el anterior es capturar los posibles problemas operacionales del sistema.

4.3.2.1 Productividad

Se observan un total de 415 trancaduras, el doble respecto del caso mono tamaño de 3/4". Esto se debe a que la granulometría utilizada en este experimento posee material de menor tamaño, lo cual genera los atascamientos del sistema.

Tabla 16: Resultados Experimento 1.2 con Granulometría monotamaño + 1/5 - 1/2"

	Nº ciclos	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]	2.000	51	22,3	0	141,6
Tiempo de ciclo [s]		2,3	0,7	1,0	18
Velocidad [mm/s]		13,9	3,7	1,7	30

La disminución del tamaño de partículas generó un aumento de la productividad del sistema en comparación con el experimento anterior (Ver Tabla 154), extrayéndose un total de 120 [kg] en 2.000 ciclos.

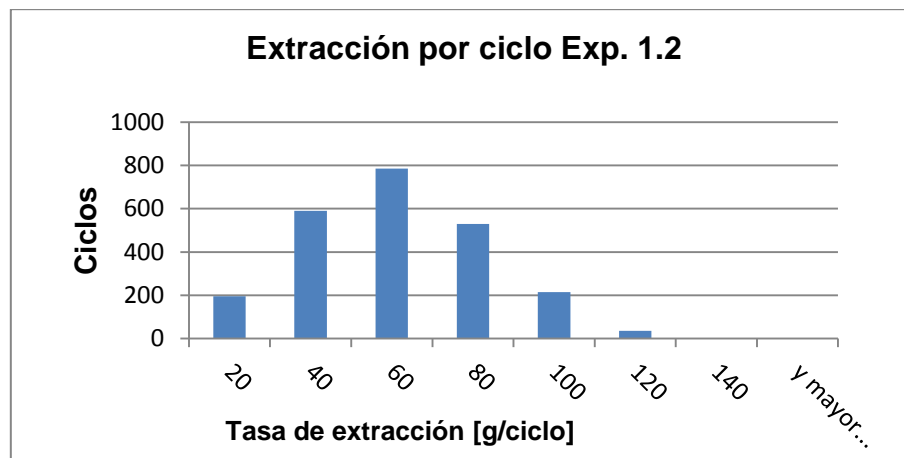


Gráfico 5: Histograma productividades Experimento 1.2

4.3.2.2 Colgadas

Durante este experimento no se observaron colgadas.

4.3.2.3 Zona de extracción

A partir del análisis de la posición de los marcadores extraídos, la geometría de la zona de extracción corresponde a un elipsoide, el cual tiene el eje de simetría en la mitad de la zanja al igual que en lo observado durante la experimentación 2D. Esto último puede tener ventajas significativas al poder diseñar un nivel de producción con puntos equi-espaciados.

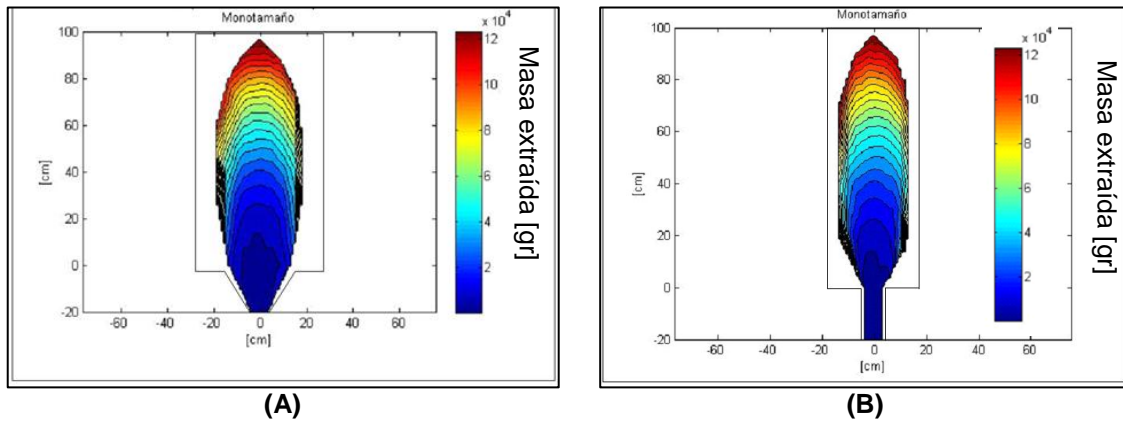


Figura 26: Elipsoide de extracción en función de la masa extraída Experimento 1.2. a) Perfil Longitudinal b) Perfil transversal. Dimensiones en [cm], Escala 1:50

4.3.2.4 Esfuerzos

A partir de la data obtenida por la medición de las 5 celdas, se observa la presencia del efecto de arqueo sobre la distribución de esfuerzos presentes en el modelo. Este está presente en el perfil transversal del modelo de minería continua.

Los esfuerzos horizontales durante el llenado de la columna de material alcanzan un valor máximo de 4,0 [kPa] medidos en la celda M01, que se encuentra ubicada directamente sobre las instalaciones del Dozer. El esfuerzo horizontal, medido en la pared trasversal del modelo (en la dirección del ancho mayor, celda M00 que no posee efecto arco) alcanza el valor de 2,5 [kPa].

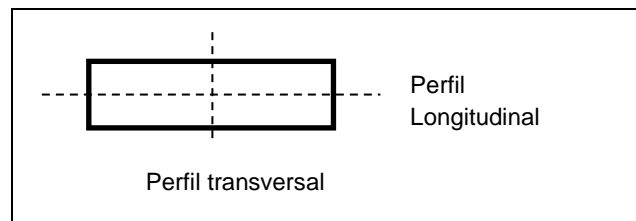


Figura 27: Vista en planta Modelo Minería Continua 3D

Los esfuerzos verticales durante el llenado de la columna de material, alcanzan un valor máximo de 16,7 [kPa] medidos en la celda M03 que se encuentra ubicada directamente sobre las instalaciones del Dozer. Las celdas M02 y M04 que miden esfuerzos verticales en el perfil longitudinal son igual a 4,5 [kPa] y 4,7 [kPa] respectivamente.

Durante el proceso de extracción los esfuerzos medios horizontales miden 2 [kPa] y 5,3 [kPa] para las celdas M00 y M01. En tanto, los esfuerzos verticales toman valores medios de 4,8 [kPa] y 5,1 [kPa] para las celdas ubicadas en el perfil longitudinal y 9,4 [kPa] para la celda M03.

Los esfuerzos durante la extracción de material se mantienen constantes en la mayor parte de las celdas de carga, sin embargo se observan diferencias en las celdas M04 y M02, en donde los esfuerzos aumentan desde 2,5 [kPa] en estado estático (durante el llenado) a 5 [kPa] durante el flujo de material o extracción.

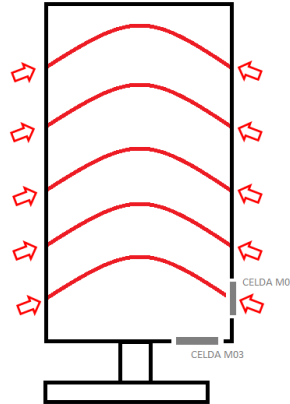


Figura 28: Esquema del efecto arco sobre el perfil transversal del modelo de minería continua e influencia sobre las celdas M01 y M03. Figura no se encuentra a escala.

Durante la descarga del modelo, el efecto de arqueado que es posible establecer a partir de lo observado, deriva en la transmisión del peso, por fricción, a las paredes del modelo (perfil transversal). Este efecto disminuye el peso del material granular que gravita sobre las celdas de carga en este mismo perfil mientras que el material al sujetarse, inducirá un aumento de la presión del material en las paredes verticales perpendiculares a la sección transversal.

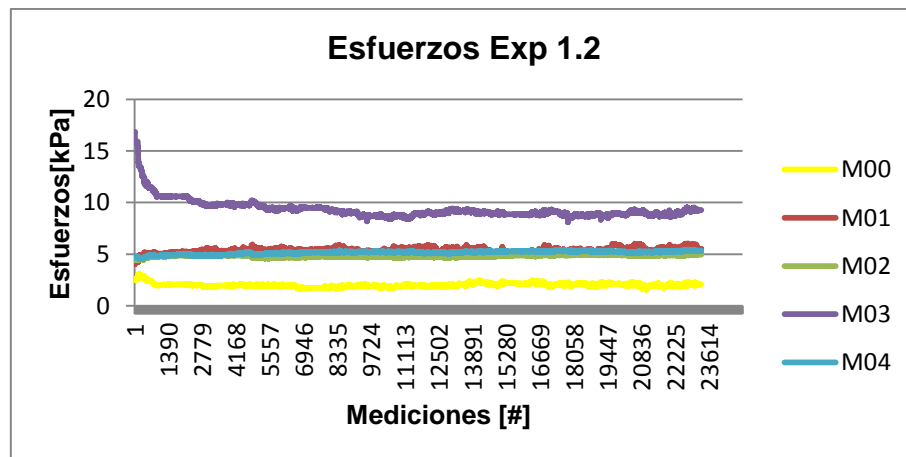


Gráfico 6: Esfuerzos medidos durante la extracción del modelo en experimento 1.2

Luego esto induce que los esfuerzos medidos en la celda M01 sean mayores con respecto de aquellos establecidos en la celda que se ubica en el perfil longitudinal

donde no está presente este efecto mientras que los esfuerzos verticales medidos en la celda M03 presenten una relajación significativa. Finalmente, se observa para todos las mediciones que los valores toman valores constantes.

4.3.3 Experimento 2

El objetivo de este experimento es medir el efecto del cambio de granulometría en la productividad y características del flujo. La granulometría utilizada es el escalamiento de la fragmentación presente en la división Andina de Codelco calificada acá como primario. La masa total extraída fue 120 [kg]. La productividad del sistema extractor disminuye en comparación a una granulometría mono tamaño (Experimento 1.2). En tanto las presiones requeridas del sistema a escala laboratorio se sitúan en 8 [bar].

4.3.3.1 Productividad

Se presenta a continuación los índices de producción del experimento. Se observa una media productiva de 38,5 [g/ciclo].

Tabla 17: Resultados índices de producción Experimento 2

	Nº ciclos	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo[g]		38,5	32,7	0	216,2
Tiempo de ciclo [s]	3.228	8,5	1,4	2,9	25
Velocidad [mm/s]		6,1	1,7	0,5	10

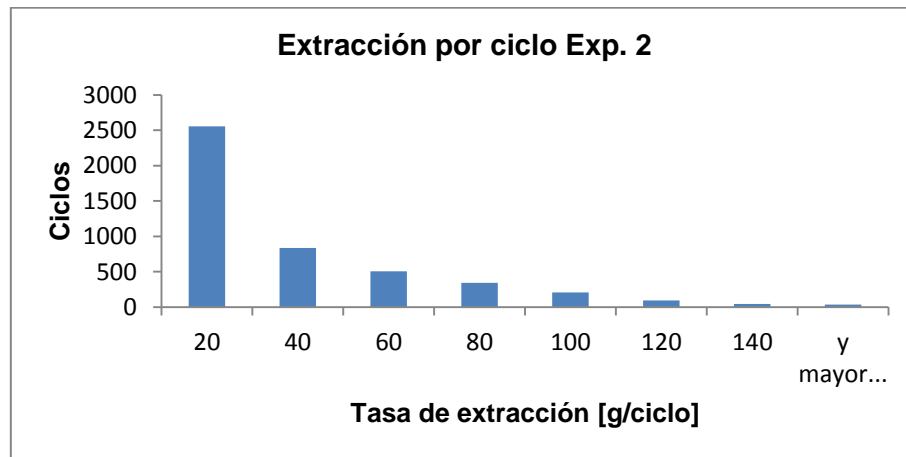


Gráfico 7: Histograma productividades Experimento 2

4.3.3.2 Colgadas

En relación a las colgadas, la colgada más frecuente durante este experimento es la tipo 3, correspondiente a la generación de arcos estables sobre la visera, dentro de la batea. Esto se debe a la convergencia del flujo, desde una sección grande a una más pequeña provocando un efecto embudo.

Tabla 18: Características de frecuencia de colgadas Experimento 2

Frecuencia colgada	N° colgadas				
[g/colg]	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
5.282	22	0	8	14	0

El número de trancaduras, igual a 1.375, aumenta en comparación al experimento anterior debido a la gran cantidad de material fino que se introduce en el Dozer.

4.3.3.3 Zona de Extracción

Al igual que en el experimento anterior, la geometría de la zona de extracción corresponde a un elipsoide, el cual tiene el eje de simetría en la mitad de la zanja.

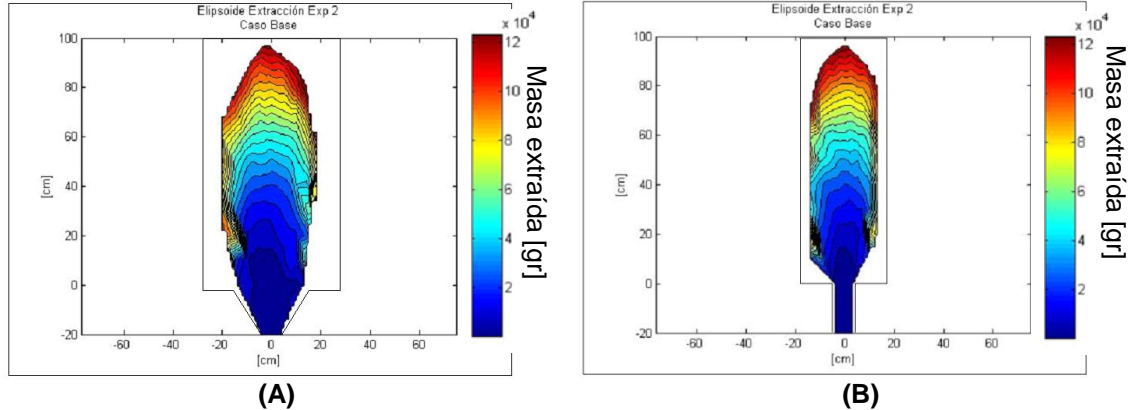


Figura 29: Elipsoide de extracción en función de la masa extraída Experimento 2. a) Perfil Longitudinal b) Perfil transversal. Dimensiones en [cm], Escala 1:50

4.3.3.4 Esfuerzos

La mayor parte de los esfuerzos durante la extracción, no sufren cambios considerables en comparación con una granulometría mono tamaño.

Sin embargo la celda M01 que corresponde al esfuerzo horizontal que se mide en la pared vertical sobre las instalaciones del Dozer aumenta desde 5,0 [kPa] a 7,5[kPa]

como consecuencia del efecto de arqueo descrito anteriormente. El mismo efecto explica el comportamiento de los esfuerzos medidos en la celda M03.

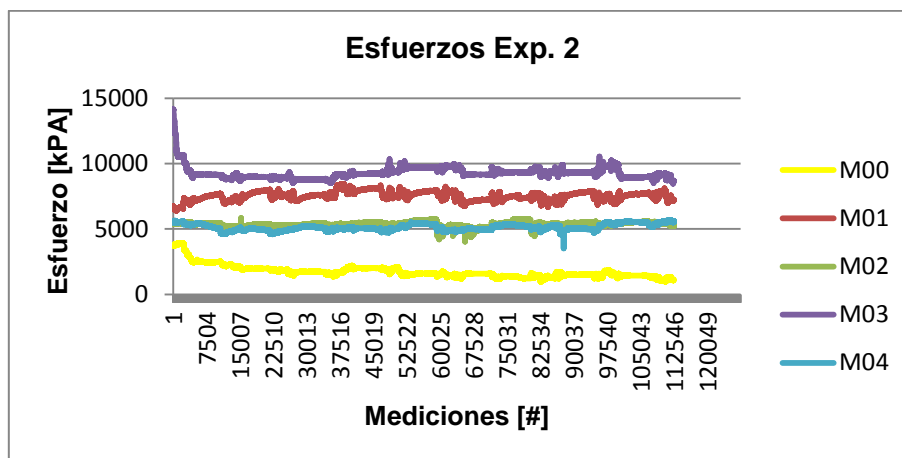


Gráfico 8: Esfuerzos durante la extracción en Experimento 2

Desarrollados los experimentos 1.1, 1.2 y 2, donde dentro de sus objetivos se contemplaba la evaluación del sistema y el modelo, se presenta la Tabla 19 que resume los principales resultados observados.

Tabla 19: Resultados Experimentos 1.1, 1.2 y 2.

Descripción	Masa total extraída ¹⁹	Masa	Velocidad dozer	Fuerza Empuje	Frecuencia colgadura	Geometría zona extracción
	[kg]	[g/ciclo]	[mm/s]	[N]	[g/colg]	
Exp 1.1 Gm,B1	110	19,7(±27,7)	7,5(±1,8)	91	1.879	N/A
Exp1.2 Gm, B1	120	51(±22,3)	13,9(±3,7)	57-91	N/A	Elipsoide, con eje de simetría en la mitad de la zanja
Exp 2 G1,B1	125	38,5(±32,7)	7,8(±1,7)	91	5.282	Elipsoide, con eje de simetría en la mitad de la zanja

En ella se advierte, que las diferencias entre las medias productivas distan hasta en un 62%. Esta magnitud se debe a la granulometría presente en el sistema, donde con fragmentos de bajo tamaño se observa una mayor fluidez en el proceso de extracción (sin colgadas) y tasa de productivas más altas, todo esto considerando igual geometría del punto de extracción dentro de la experimentación.

¹⁹ La masa total aquí declarada corresponde a aquella que fue extraída por el sistema dozer. Quedan fuera aquellas debido a trancaduras y/o colgadas que se hayan presentado en la experiencia. En promedio ésta masa corresponde a cerca del 8,2%.

Respecto de la geometría de la zona de extracción, se observa una forma tipo elipsoide con eje de simetría en la mitad de la zanja para los casos evaluados.

4.3.4 Experimento 3

El objetivo de este experimento es medir el efecto del cambio de la geometría del punto de extracción sobre la productividad. Para ello la galería de zanja se reduce desde una sección transversal de 8x8 [cm²] a una sección de 8x6 [cm²], equivalentes a 4x4 [mxm] en escala real 4x3[mxm] respectivamente.

Como efecto de este cambio en el diseño, se observa que la productividad del sistema en términos de [g/ciclo] disminuye en comparación con el Experimento 2. Esto puede significar que una menor sección transversal de la galería de zanja disponible, influye directamente en la cantidad de material susceptible de ser extraído.

4.3.4.1 Productividad

Este experimento alcanza una extracción total de 27 [kg] y 1.790 ciclos efectivos.

Tabla 20: Resultados índices de producción Experimento 3

	Nº ciclos	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo[g]		15,0	15,4	0	90,9
Tiempo de ciclo [s]	1.790	7,0	1,6	4,0	20
Velocidad [mm/s]		4,5	1	1,5	7,5

4.3.4.2 Colgadas

El número de colgadas totales fue 13, siendo la más frecuente la de tipo 2. El número de trancaduras totales en este experimento fue de 242.

Tabla 21: Frecuencia de colgadas Experimento 3.

Frecuencia colgada [g/colg]	Nº colgadas				
	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
1.284	13	4	9	0	0

4.3.4.3 Esfuerzos

A partir del siguiente gráfico, se observa que el esfuerzo mayor corresponde al esfuerzo vertical medido en la base del modelo directamente sobre el Dozer (M03) con un promedio de 13 [kPa], y los esfuerzos medidos perpendicular a la galería de zanja

(M02, M04) alcanzan valores entre 5 a 6 [kPa]. Esto se debe al efecto arco presente en la dirección del ancho menor.

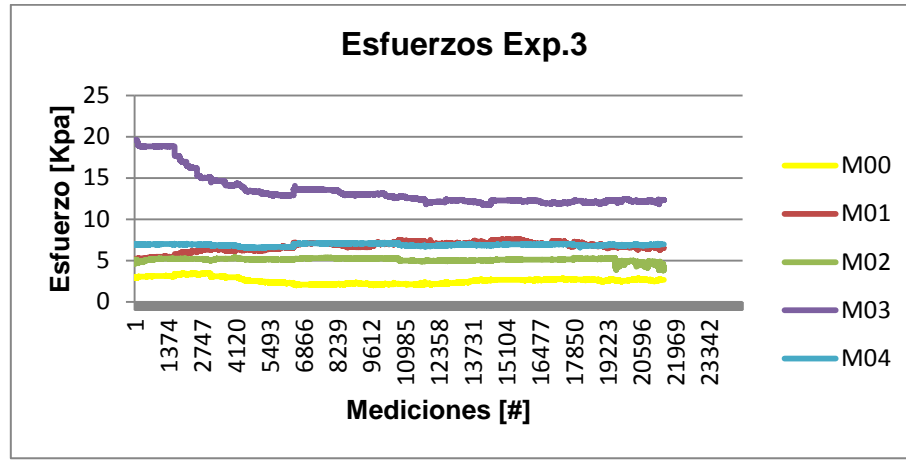


Gráfico 9: Esfuerzos medidos durante la extracción en Experimento 3

Los esfuerzos horizontales reflejan este mismo efecto, siendo la celda de carga M01 la que registra mayor esfuerzo de 6,7 [kPa].

4.3.5 Experimento 4

La experiencia consiste en el acortamiento del punto de extracción, es decir, de la distancia entre la calle de producción y la visera del punto de extracción, utilizando la granulometría Andina. Para ello se disminuye la distancia en 2 [cm] (equivalente a 1,0 [m] en escala real) respecto del diseño original de acuerdo a las consideraciones entregadas por IM2.

La masa total extraída fue 63 [kg].

4.3.5.1 Productividad

En la siguiente tabla se observan los resultados de productividad del presente experimento.

Tabla 22: Resultados índices de producción Experimento 4

	Nº ciclos eff.	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		63,9	46,7	0,0	316,7
Tiempo de ciclo [s]	1.000	7,9	2,4	1,0	20
Velocidad [mm/s]		4,2	1,9	1,2	30

Se observa un aumento de la media productiva respecto del caso base de 38,5 a 63,9 [g/ciclo] como consecuencia del movimiento no controlado por el sistema de extracción del material hacia el punto de vaciado.

4.3.5.2 Colgadas

Solo se registró una colgadura de Tipo 2 durante la extracción, por lo cual no es posible determinar una frecuencia de colgadura para la experiencia. No se considerará la medición de las trancaduras a partir de este experimento dado que sólo responde a un valor operacional de laboratorio y no, a algún efecto observado en la prueba industrial.

4.3.6 Experimento 5

En esta experiencia, se modifica la granulometría del sistema a la denominada como secundaria G2.

4.3.6.1 Productividad

Se presentan a continuación los resultados referidos a productividad. Se observa un aumento en la media productiva del sistema respecto del caso base donde se utiliza la granulometría tipo Andina.

Tabla 23: Resultados índices de producción Experimento 5

	Nº ciclos eff	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		58,6	23,3	0	143,0
Tiempo de ciclo [s]	500	6,4	2,4	2	20
Velocidad [mm/s]		5,4	2,5	1,5	15

4.3.6.2 Colgadas

No se observan colgadas durante todo el proceso de descarga.

4.3.7 Experimento 6

En esta experiencia se modifica el diseño de la batea pasando de un ángulo $\alpha=58$ [°] a un ángulo $\alpha =53$ [°]. La masa total extraída fue 16 [kg].

4.3.7.1 Productividad

Los resultados en cuanto a productividad se muestran a continuación.

Tabla 24: Resultados índices de producción Experimento 6

	Nº ciclos eff.	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		32,0	29,4	0,0	147,6
Tiempo de ciclo [s]	500	6,8	3,0	2	33
Velocidad [mm/s]		5,1	1,9	0,9	15

A partir de la media productiva se puede observar que, en general, que no existen diferencias con respecto al caso base en estos términos.

4.3.7.2 Colgadas

Sólo se observa la presencia de una colgadura Tipo 3 durante los ciclos de extracción por lo cual no se puede definir un índice de frecuencia de colgadura.

4.3.7.3 Esfuerzos

En término de distribución de esfuerzos, se observa un cambio en la distribución relativa de ellos y de sus valores, a partir del ensanchamiento en la parte superior de la batea a consecuencia del incremento en el ángulo α .

Se observan en términos generales, una disminución de los esfuerzos presentes en el sistema para este caso comparado con el caso base. Los esfuerzos horizontales medidos en la celda M01 sufren un relajamiento al comienzo del proceso de extracción similar al ocurrido por los esfuerzos verticales observados en la celda M03 en la mayor parte de las experiencias.

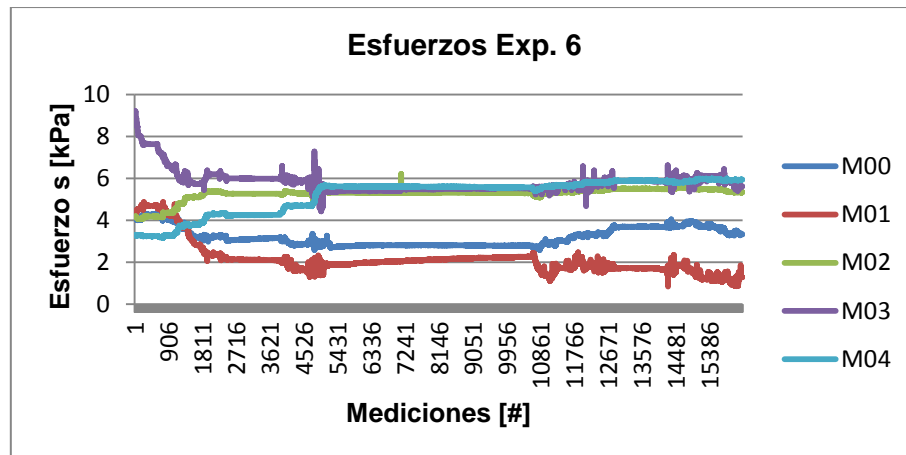


Gráfico 10: Esfuerzos medidos durante la extracción en Experimento 6

Este esfuerzo disminuye desde 4,5 [Kpa] a 2 [Kpa] aproximadamente en tanto la celda M03 tiene una medición promedio de 5,4 [kPa]. Los esfuerzos verticales en las celdas M02 y M04 siguen manteniendo un comportamiento simétrico entre ellos con valores

promedios de 4,8 [Kpa] en ambos casos. Estas últimas tres celdas alcanzan un valor próximo al estático, instante a partir del cual el esfuerzo medio oscila ligeramente en torno a dicho valor.

Se observa una disminución en los valores de esfuerzos medidos en las celdas M03 en particular, explicable por un incremento en el efecto arco y el desplazamiento del punto de presiones más alto en el perfil transversal por sobre la posición de la celda M01, explicando de esa forma el comportamiento en ambos casos.

4.3.8 Experimento 7

En esta experiencia se mantiene la batea con ángulo de 53 [°] y se evalúa con la granulometría definida como secundario. La masa total extraída fue 30 [kg].

4.3.8.1 Productividad

La productividad es similar al caso de la batea definida en el caso base con granulometría tipo secundaria, por lo cual no se observa ningún efecto significativo asociado a la batea en términos de productividad para este caso

Tabla 25: Resultados índices de producción Experimento 7

	Nº ciclos eff.	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		59,2	22,5	0,0	133,1
Tiempo de ciclo [s]	500	8,2	2,0	2,0	18,4
Velocidad [mm/s]		3,9	1,2	1,6	15

4.3.8.2 Colgadas

Al igual que en el experimento 5 no se observan colgadas durante el proceso.

4.3.9 Experimento 8

En este experimento se modifica la batea incorporando parte de la geometría de los pilares del UCL. La masa total extraída fue 18 [kg].

4.3.9.1 Productividad

Se observa que una disminución en la media productiva de 38,5 a 35,5 [g/ciclo] como consecuencia de incorporar esta infraestructura. Esta diferencia no es estadísticamente significativa.

Tabla 26: Resultados índices de producción Experimento 8

	Nº ciclos eff	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [gr]		35,4	32,1	0,0	176,4
Tiempo de ciclo [s]	500	8,2	2,0	4,0	35
Velocidad [mm/s]		3,8	0,7	0,9	7,5

4.3.9.2 Colgaduras

Se presenta a continuación la frecuencia de colgaduras observada durante la experimentación.

Tabla 27: Frecuencia de Colgaduras del Experimento 8

Frecuencia colgadura	Nº colgaduras				
[g/colg]	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
2.625,8	4	1	3	N/A	N/A

Se observan 4 colgaduras durante el proceso de extracción con un índice de 2.627 [g/colg] (equivalente a 328 [t/colg] a escala real). Esto plantea un nuevo escenario respecto de la situación experimental base (que no incorpora la infraestructura asociada al nivel de hundimiento), puesto que aumenta en prácticamente al doble el número de colgaduras esperables durante el proceso de extracción (índice de colgaduras caso base B1 G1 5.282 [g/colg] equivalente a 660,3 [t/colg]).

4.3.9.3 Esfuerzos

En términos de esfuerzos se observa una estabilización de los esfuerzos verticales medidos en las celdas M02, M03 y M04 ubicadas en la base del modelo a valores en torno a los 11 y 12 [kPa] alcanzando un estado próximo al estático.

El incremento en las mediciones de las celdas M02 y M03 se explica fundamentalmente la redistribución de esfuerzos sobre el perfil longitudinal a causa del aumento del área disponible en la dirección de medida que coincide con la ubicación de ambas celdas y la sobrepresión ejercida en ese perfil como consecuencia del efecto arco al cual el modelo se ve afectado.

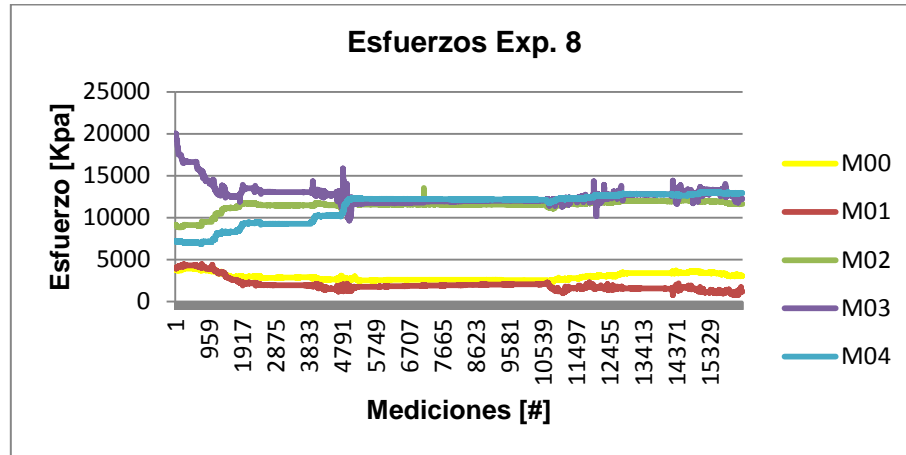


Gráfico 11: Esfuerzos medidos durante la extracción del modelo en Experimento 8

4.3.10 Experimento 9

En este experimento se incorpora la geometría del dozer con punta triangular descrita anteriormente. Se busca establecer si existe alguna variación en la fuerza que requiere el sistema para penetrar y desestabilizar la pila de material la cual se mide a través de manómetros instalados en el sistema.

La masa total extraída fue 38 [kg].

4.3.10.1 Productividad

Respecto de la media productiva, no se observa una mayor diferencia con el caso base donde la productividad alcanza los 38,5 [g/ciclo].

Tabla 28: Resultados índices de producción Experimento 9

	Nº ciclos eff	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		37,6	31,7	0,0	187,0
Tiempo de ciclo [s]	1.000	8,0	1,8	3,0	31
Velocidad [mm/s]		3,8	0,6	1,0	10,0

Por otro lado, de las estadísticas de presión se observa que el sistema fue capaz de movilizar la pila de material con presiones menores a 8 [bar] llegando hasta 6 [bar].

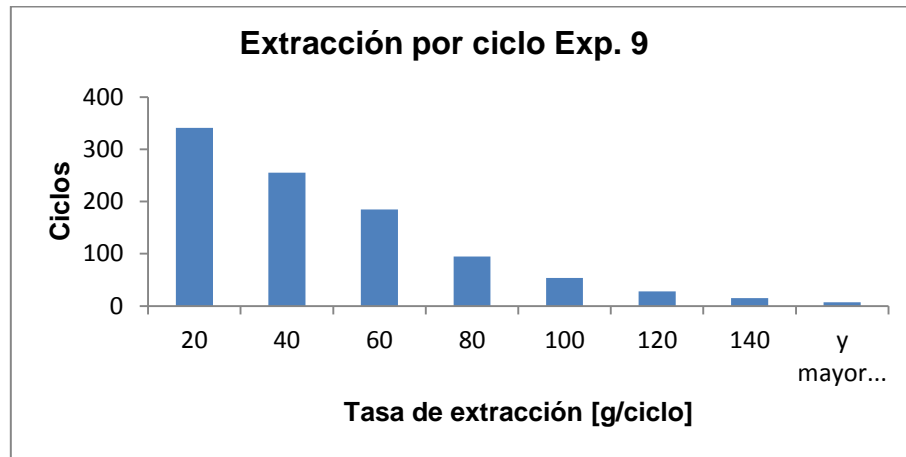


Gráfico 12: Histograma productividades Experimento 9

Esto supone que la modificación del dozer con punta triangular produce un menor requerimiento energético en términos de presiones comparado con el diseño original. Aun así, es difícil concluir un avance significativo en este tema considerando que el empuje dado por una presión de 8 [bar] significó el 82% de los eventos.

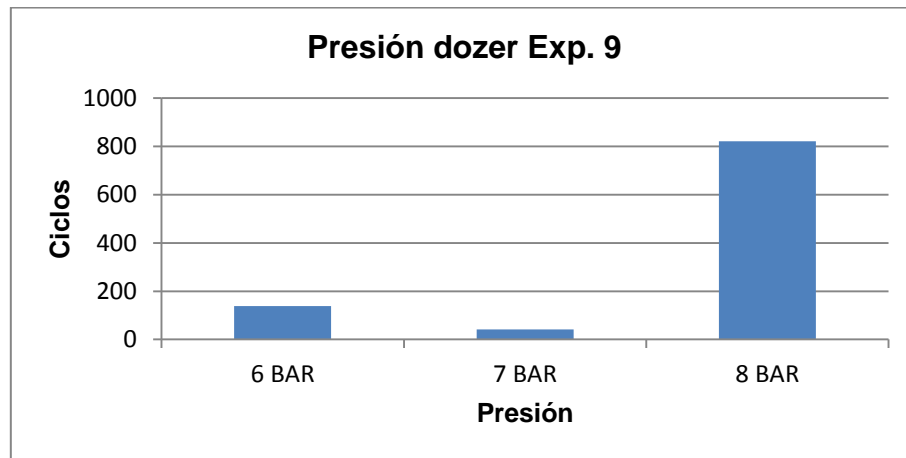


Gráfico 13: Histograma presiones Experimento 9

4.3.10.2 Colgadas

En esta experiencia se observaron solo dos colgadas del tipo 1 en los primeros 1.500 [g] de extracción. En los siguientes ciclos productivos no presentó nuevas colgadas.

Tabla 29: Frecuencia de colgadas del Experimento 9

Frecuencia colgada [g/colg]	N° colgadas				
	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
1.2518	2	2	N/A	N/A	N/A

4.3.11 Experimento 10

Se desarrolló este experimento considerando una segunda modificación a la geometría del dozer que consiste en aumentar el ancho del equipo en 100 [mm] (equivalente a 0,5 [m] a escala real), lo que supone un aumento del 27% en el área del dozer. La masa total extraída fue 28 [kg].

4.3.11.1 Productividad

Se presentan a continuación los resultados de productividad del sistema.

Tabla 30: Resultados índices de producción Experimento 10.

	Nº ciclos eff	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		50,1	34,0	0,0	171,0
Tiempo de ciclo [s]	500	10,1	6,3	1,4	87,1
Velocidad [mm/s]		3,6	1,7	0,3	21,3

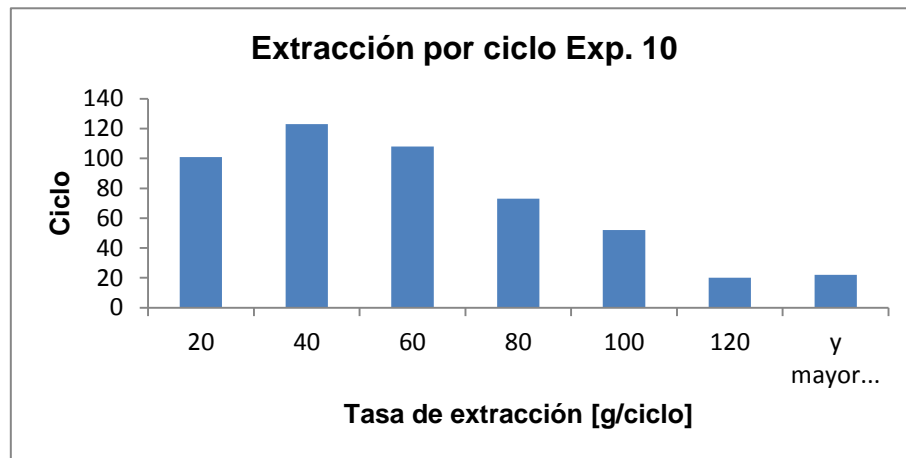


Gráfico 14: Histograma productividades Experimento 10

Se observa un aumento importante en la media productiva respecto del caso base, alcanzando un valor promedio de 50,1 [g/ciclo] (equivalente a 6,25 [t/ciclo] a escala real). Se observa además un cambio en la distribución de la tasa de extracción respecto de los casos previamente analizados. En el gráfico anterior se presenta el histograma de productividades junto con la función de densidad de distribución del proceso.

4.3.11.2 Colgadas y Sistema de descuelgue

No se observan colgadas durante la extracción por lo que no es posible cualificar el funcionamiento del sistema de descuelgue considerado en esta etapa.

4.3.12 Experimento 11

Este experimento considera una tercera modificación a la geometría del dozer que consiste en disminuir el largo del equipo en 100 [mm] (equivalente a 0,5 [m] a escala real), lo que supone una disminución del 16% en el área del dozer. La masa total extraída fue 17 [kg].

4.3.12.1 Productividad

Se presentan a continuación los resultados asociados a productividad del sistema.

Tabla 31: Resultados índice de producción Experimento 11

	Nº ciclos eff	Media	Desviación estándar	Mínimo	Máximo
Masa por ciclo [g]		32,7	23,8	0	103,7
Tiempo de ciclo [s]	500	11,5	3,1	6,01	29,74
Velocidad [mm/s]		2,8	0,7	1,01	4,99

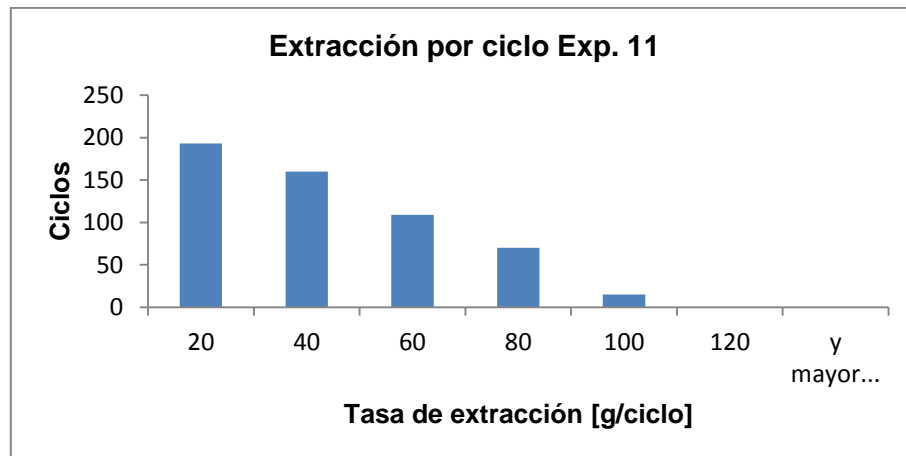


Gráfico 15: Histograma productividades Experimento 11

De los cuales se desprende que la tasa de productividad es menor con respecto al caso base bajando desde 38,5 a 32,7 [g/ciclo]. En este sentido acortar el equipo dozer no supone una mejora desde el punto de vista de la productividad.

4.3.12.2 Colgadas

Durante el desarrollo del experimento se observan tres colgadas de tipo 3. La frecuencia de colgadas equivale a 547,9 [t/ciclo].

Tabla 32: Índice de Colgadas Experimento 11

Frecuencia colgadura	N° colgadas				
[g/colg]	Total	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4
4.383	3	N/A	2	1	N/A

4.3.13 Sistema de descuelgue

A partir de las colgadas observadas en la experimentación, es posible evaluar cualitativamente el desempeño del sistema de descuelgue.

4.3.13.1 Colgadas Tipo 1

A continuación, se describen las etapas relacionadas con el descuelgue de una colgadura tipo 1.



ACCIONAR SISTEMA DE DESCUELQUE

Existe material sobre el Dozer pero el movimiento de este no es capaz de desestabilizarlo. Comienza la ejecución del sistema de descuelgue a través de pequeños pulsos. La flecha de color azul indica la dirección de la fuerza aplicada



MOVIMIENTO Y REACOMODO DE FRAGMENTOS DE LA ESTRUCTURA ESTABLE

La desestabilización de la pila por la aplicación de la fuerza externa produce el movimiento y reacomodo de las partículas de la estructura estable.



NO SE OBSERVA NI MOVIMIENTO NI REACOMODO DE FRAGMENTOS PESE A ACCIONAR DEL SISTEMA DE DESCUELQUE

El sistema continúa su aplicación entrando y saliendo por el dintel hasta cuando no se observa reacomodo ni movimiento de material dentro de la pila.



ESTABILIZACION DEL MATERIAL EN EL PUNTO DE EXTRACCION Y ACCIONAMIENTO SISTEMA DOZER.

Luego de ser estabilizada en el punto de extracción, el sistema dozer puede continuar con la extracción.

Figura 30: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 1

4.3.13.2 Colgaduras Tipo 2

A continuación se describen las etapas relacionadas con el descuelgue de una colgadura tipo 2.



ACCIONAR SISTEMA DE DESCUELQUE.

Se produce la colgadura tipo 2 y el sistema de descuelgue actúa por el dintel. La flecha de color azul indica la dirección de la fuerza aplicada



LIBERACIÓN Y REACOMODO DE PARTÍCULAS.

La desestabilización de la pila por la aplicación de la fuerza externa produce el movimiento, reacomodo y liberación de las partículas de la estructura estable.



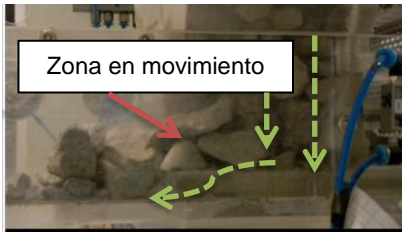
REACOMODO DE PARTÍCULAS.

Continúa el reacomodo del material dentro del punto de extracción.



LIBERACIÓN Y REACOMODO DE PARTÍCULAS.

Se liberan partículas que se encontraban en la base de la zanja, mientras se reacomodan partículas en el punto de extracción.



COLAPSO DE LA ESTRUCTURA FORMADA EN LA BASE DE LA ZANJA.

Se produce el colapso del arco estable con la liberación de las partículas del arco y el flujo de material que desciende de manera súbita en el punto de extracción.



ESTABILIZACIÓN DEL MATERIAL DENTRO DEL PUNTO DE EXTRACCIÓN..

Reacomodo final de material sobre el punto de extracción. Movimiento de partículas de menor tamaño. El equipo dozer inicia el proceso de extracción normalmente.

Figura 31: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 2

4.3.13.3 Colgaduras Tipo 3

A continuación se describen las etapas relacionadas con el descuelgue de una colgadura tipo 3.



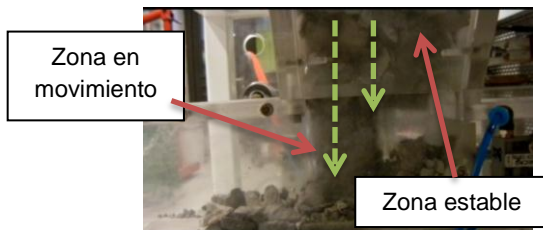
ACCIONAR SISTEMA DE DESCUELQUE.

Se establece colgadura del sistema, en este caso de tipo 3. Comienza la ejecución del sistema de descuelgue en la parte inferior de la zanja a través de pequeños pulsos. La flecha de color azul indica la dirección de la fuerza aplicada.



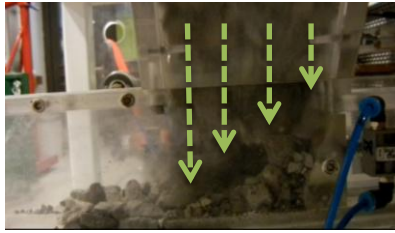
LIBERACIÓN Y REACOMODO DE PARTÍCULAS DEL ARCO ESTABLE.

El accionamiento de los del sistema de descuelgue sobre el arco de material granular formado sobre el dintel induce la desestabilización de este liberando y reacomodando partículas de la estructura estable.



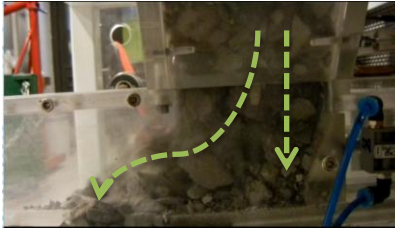
DESESTABILIZACIÓN DEL ARCO.

La desestabilización de la estructura produce el colapso del arco estable. Se observa la existencia de una zona de movilidad del material alejada al dintel y otra zona que se mantiene estable.



COLAPSO DE ARCO ESTABLE.

Se produce el colapso del arco estable con la liberación de las partículas del arco y el flujo de material que desciende de manera súbita sobre el equipo dozer.



ASENTAMIENTO DE PARTÍCULAS EQUIPO DOZER

Las partículas se asientan sobre la infraestructura del punto de extracción y comienza el reacomodo de estas en torno al sistema de extracción.



ACOMODO DE PARTÍCULAS DE MENOR TAMAÑO SOBRE PILA DE MATERIAL EN EL PUNTO DE EXTRACCIÓN

Pequeñas partículas se acomodan sobre el talud de material estable en el punto de extracción.



ESTABILIZACIÓN DE LA PILA DE MATERIAL

Se estabiliza la pila de material y el punto está preparado para continuar con el proceso de extracción.

Figura 32: Sistema de descuelgue para colgaduras tipo 3

4.4 Resultados experimentales.

Se presenta a continuación un resumen de los principales resultados experimentales observados durante la realización del set experimental.

4.4.1 Productividad

De la Tabla 33 es posible observar el efecto de las granulometrías sobre la productividad del sistema. Se aprecia que, para una granulometría mono tamaño ($d_{80} = 8 [mm]$) la productividad media es mayor en un 24% en comparación con la experiencia 2 (caso base) obtenida de la granulometría Andina ($d_{80} = 30 [mm]$).

Una mayor fragmentación del material a extraer permite aumentar las tasas de producción. De las granulometrías evaluadas (G_1 , $d_{50} = 1,8$ [cm] v/s G_2 , $d_{50} = 1,2$ [cm]) en este set experimental, se estableció que las diferencias asciende a 51% de mayor extracción por ciclo para el caso de menor fragmentación.

Al considerar una granulometría de tipo secundario (G_2) en las experiencias 5 y 7, alcanzan una productividad de 58,6 y 59,2 [gr/ciclo] mayor en un 50,1 % respecto del caso base.

Sin embargo, al evaluarse distribuciones monotamaño G_{m1} v/s G_{m2} ($d_m = 1,8$ [cm] (0,9 [m]) v/s $d_m = 1$ [cm] (0,5 [m]) respectivamente), aquella de mayor tamaño presenta una productividad mucho menor, del orden de 2,5 veces.

Tabla 33: Resumen de los principales resultados experimentales Modelo 3D

Descripción		d80	Masa total extraída ²⁰	Masa ²¹	Tiempo de ciclo	Velocidad dozer	Fuerza Empuje
		[mm]	[kg]	[g/ciclo]	[s/ciclo]	[mm/s]	[N]
Exp 1.1	Gm,B1	18	110	19,7(±27,7)	4,3(±1,2)	7,5(±1,8)	91
Exp1.2	Gm, B1	8	120	51,0(±22,3)	2,3(±0,7)	13,9(±3,7)	57-91
Exp 2 ²²	G1,B1	30	125	38,5(±32,7)	8,5(1,4)	6,1(±1,7)	91
Exp 3	G1,B1,Z	30	27	15,0(±15,4)	7(±1,6)	4,5(±1)	91
Exp 4	G1,B1,V	30	63	63,9(±46,7)	7,9(±2,4)	4,2(±1,9)	91
Exp 5	G2,B1	16	30	58,6(±23,3)	6,4(±2,4)	5,4(±2,5)	91
Exp 6	G1,B2	30	16	32,0(±29,4)	6,8(±3)	5,1(±1,9)	91
Exp 7	G2,B2	16	30	59,2(±22,5)	8,2(±2)	3,9(±1,2)	91
Exp 8	G1,B1,A	30	18	35,4(±32,1)	8,2(±2)	3,8(±0,7)	91
Exp 9	G1, B1, D2	30	38	37,6(±31,7)	8(±1,8)	3,8(±0,6)	57-91
Exp 10	G1, B1, D3, DZ	30	28	50,1(±34,0)	10,1(±6,3)	3,6(±1,7)	91
Exp 11	G1, B1, D4, DZ	30	17	32,7(±23,8)	11,5(±3,1)	2,8(±0,7)	91

Para el experimento 1.1 realizado con un tamaño único de partícula de 18 [mm] se genera menor productividad debido al continuo encadenamiento de partículas en la batea que hace que estas no puedan establecer un flujo continuo hacia la galería de zanja y se mantengan estables sobre la infraestructura del equipo. Este fenómeno además se ve reflejado en la alta frecuencia de colgadas observadas durante la extracción.

²⁰ La masa total aquí declarada corresponde a aquella que fue extraída por el sistema dozer. Quedan fuera aquellas debido a trancaduras y/o colgadas que se hayan presentado en la experiencia.

²¹ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

²² Caso base.

Por otro lado la reducción de la sección transversal de la galería (Exp.3) de zanja genera una disminución de un 39% en la productividad. Esto se debe a la menor cantidad de material sobre el dozer disponible para ser extraído en cada ciclo.

Un acortamiento de la distancia calle vicera de 1 [m] (Exp. 4), (2 [cm] a escala laboratorio), produce que la tasa de producción se eleve un 69% respecto del caso base para una granulometría tipo Andina (G1). Esto, sugiere que esta distancia condiciona el flujo de material en el punto de extracción al permitir que éste pueda fluir libremente hacia el punto de vaciado. No obstante, se observa que se requiere necesariamente el mecanismo de empuje del equipo dozer para desestabilizar el talud que se forma en el punto de extracción.

Tabla 34: Resumen de los principales resultados de los experimentos realizados Modelo 3D con valores a escala mina (Prototipo).

Descripción		d80	Masa por ciclo ²³	Tiempo por ciclo	Velocidad dozer
		[m]	[t/ciclo]	[s/ciclo]	[mm/s]
Exp 1.1	Gm,B1	0,9	2,5 (± 3,5)	0,51 (± 0,14)	53 (± 12,73)
Exp1.2	Gm, B1	0,4	6,4 (± 2,8)	0,27 (± 0,08)	98,3 (± 26,16)
Exp 2	G1,B1	1,5	4,8 (± 4,1)	1,0 (± 0,16)	43,1 (± 12,02)
Exp 3	G1,B1,Z	1,5	1,9 (± 1,9)	0,82 (± 0,19)	31,8 (± 7,07)
Exp 4	G1,B1,V	1,5	8,0 (± 5,8)	0,93 (± 0,28)	29,7 (± 13,44)
Exp 5	G2,B1	0,8	7,5 (± 2,9)	0,75 (± 0,28)	38,2 (± 17,68)
Exp 6	G1,B2	1,5	4,0 (± 3,7)	0,8 (± 0,35)	36,1 (± 13,44)
Exp 7	G2,B2	0,8	7,4 (± 2,8)	0,97 (± 0,24)	27,6 (± 8,49)
Exp 8	G1,B1,A	1,5	4,4 (± 4,0)	0,97 (± 0,24)	26,9 (± 4,95)
Exp 9	G1, B1, D2	1,5	4,7 (± 4,0)	0,94 (± 0,21)	26,9 (± 4,24)
Exp 10	G1, B1, D3, DZ	1,5	6,3 (± 4,3)	1,19 (± 0,74)	25,5 (± 12,02)
Exp 11	G1, B1, D4, DZ	1,5	4,1 (± 2,9)	1,36 (± 0,37)	19,8 (± 4,95)

La evaluación del sistema dozer con distintas geometrías ha proporcionado información relevante, a fin de establecer próximas direcciones de investigación en torno a aumentar la productividad del sistema de minería continua. En particular, un equipo dozer de superficie mayor en un 27% (esto es, un ancho mayor equivalente a 0,5 [m] a escala real) en el área podría aumentar la productividad media del sistema, equivalente a 6,26 [t/ciclo] a escala mina, bajo iguales condiciones en torno al 30%.

Así también el dozer en punta, plantea la revisión del diseño a fin de lograr menores requerimientos energéticos asociados a la cantidad de energía (fuerza) que el sistema requiere en el 18% de los ciclos medidos.

²³ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

Habría en consecuencia que establecer si ambas mejoras producen un equipo más productivo y/o de menor requerimiento energético.

Así también en el Exp. 4 (acortamiento de la distancia calle vicera de 1 [m], 2 [cm] a escala laboratorio), se observa la mayor tasa de producción (69% superior al caso base) del plan experimental para una granulometría tipo Andina (G1). Esto último sugiere que ésta distancia, condiciona el flujo de material en el punto de extracción al permitir que éste pueda fluir libremente hacia el punto de vaciado. No obstante, se observa que se requiere necesariamente el mecanismo de empuje del equipo dozer para desestabilizar el talud que se forma en el punto. Así también, deberá considerarse algún criterio geomecánico para evaluar la estabilidad de dicha infraestructura dada la vida útil del punto de extracción y las condiciones ambientales del proceso, siendo ésta la restricción condicionante del diseño.

Para los casos de placa en punta triangular (Exp. 10) y dozer corto (Exp. 11) no se observan mayores cambios en las tasas productivas asemejándose al caso base evaluado en este set experimental, por cuanto, modificaciones en ese sentido no supondrían una mejora del sistema de extracción.

4.4.2 Colgadas y Sistema de descuelgue

En términos de colgadas se presenta la siguiente tabla con el resumen del número y tipos de colgadas observadas durante la experimentación.

Se observa el efecto de la granulometría en la medición por cuanto para una granulometría monotamaño (Gm2) y de tipo secundario (G2) no se observa la formación de estos arcos estables ni en la zanja ni en el punto de extracción a diferencia de lo ocurrido en el caso base (G1) y granulometría mono tamaño (Gm1) estableciéndose el efecto de tamaños mayores sobre la productividad del sistema.

Por otro lado la modificación del área transversal de la galería (Exp. 3) produjo un aumento en la frecuencia de aparición de estas en el sistema a consecuencia de una acumulación de material en el punto de extracción como puede establecerse a partir del tipo de colgadas presentes.

Con respecto al sistema de descuelgue, éste se describe para los 3 casos considerados en virtud del tipo de colgadas que se observaron durante el desarrollo del set experimental. Para las colgadas tipo 1 y 2 la aplicación del sistema de descuelgue es a través de las barras ubicadas por detrás del dintel, mientras que para las de tipo 3, se utiliza el sistema ubicado en la parte inferior de la zanja.

Tabla 35: Resumen de las colgaduras experimentación Modelo 3D

Descripción		Masa promedio de material extraído entre colgaduras ²⁴	Frecuencia de colgaduras			
		[g/colg.]	N° total de colgaduras	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3
Exp. 1.1	Gm1,B1	1.879	59	37%	34%	29%
Exp.1.2	Gm2, B1	S/I	S/I	S/I	S/I	S/I
Exp. 2	G1,B1	5.282	22	0	36%	64%
Exp. 3	G1,B1,Z	1.284	14	36%	64%	0
Exp. 4	G1,B1,V	S/I	1	0%	100%	0%
Exp. 5	G2,B1	S/I	S/I	S/I	S/I	S/I
Exp. 6	G1,B2	S/I	1	0%	0%	100%
Exp. 7	G2,B2	S/I	S/I	S/I	S/I	S/I
Exp. 8	G1,B1,A	2.626	4	25%	75%	0%
Exp. 9	G1, B1, D2	12.518	2	100%	0	0
Exp. 10	G1, B1, D3, DZ	S/I	S/I	S/I	S/I	S/I
Exp. 11	G1, B1, D4, DZ	4.383	3	0%	67%	33%

En el caso de colgaduras tipo 1 la aplicación del sistema se reduce al movimiento relativo de las partículas soportadas en la estructura del equipo dozer dentro del punto de extracción permitiendo un reacomodo por rotación de ellas hacia una configuración de estabilidad tal que permite la reanudación del procesos de extracción.

En las colgaduras tipo 2 se observa la rotación de partículas que se ubican sobre el sistema dozer, y la liberación de aquellas ubicadas en el arco estable de la base de la zanja. Ambos mecanismo se combinan socavando la estabilidad de la base y el techo de la estructura estable para, de manera súbita, provocar el colapso. Esto último produce la caída del material sobre el sistema de extracción.

Las colgaduras formadas en la base de la zanja denominada tipo 3 son desestabilizadas de manera súbita por la liberación de partículas. El material cae sobre el dozer estableciéndose aquí, al igual que en el caso anterior (colgaduras tipo 2), potenciales daños sobre el equipo.

En resumen, el análisis cualitativo aquí descrito establece los mecanismos por los cuales se acciona la desestabilización de las estructuras formadas en el punto de extracción y en la base de la zanja. Se describen como mecanismos:

1. Reacomodo por rotación de ellas hacia una configuración de estabilidad tal que permite la reanudación de los procesos de extracción.

²⁴ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

2. Desestabilización de manera súbita por la liberación de partículas.
3. Una combinación de ambos.

De lo observado es posible establecer que el sistema propuesto es una mejora para el módulo de minería continua. Un análisis posterior debiese describir cuantitativamente las fuerzas requeridas para lograr el accionar del mecanismo, tiempos operacionales, así como también establecer los daños sobre el equipo dozer producto de la caída súbita de partículas y las medidas de mitigación.

4.4.3 Presión de trabajo mínima

La presión mínima requerida para mover el sistema extractor fue de 57 [N] (equivalente a 6 [bar]) medida durante el experimento 1.2 (granulometría mono tamaño). Sin embargo el sistema extractor funcionó en la mayor parte de los experimentos con la capacidad máxima del pistón equivalente a 91 [N]. La disminución de la presión no genera cambios en las productividades, pero genera mayores complejidades a escala de laboratorio producto de las constantes trancaduras del sistema y con ello, la pérdida de información en términos de productividades.

Así también presiones de empuje menores afectan en términos experimentales el cumplimiento de la cinemática del sistema por cuanto dificulta representar las velocidades ni el tiempo de ciclo del proceso de extracción. Se opta finalmente por trabajar a la presión máxima del sistema que asegure la representación cinemática de este.

4.4.4 Esfuerzos

Durante el llenado los esfuerzos medidos en la base del modelo son crecientes hasta alcanzar los valores máximos a alturas de 1 [m]. Sin embargo los esfuerzos no se alcanzan a estabilizar en un comportamiento asintótico debido a que la altura de columna de material no es suficiente. La altura necesaria para la estabilización de los esfuerzos es de 1,5 [m], sin embargo esta altura no fue aplicada al modelo por motivos de factibilidad y operación del sistema de manejo de minerales.

A partir de la data obtenida por la medición de las 5 celdas se observa la presencia del efecto de arqueo sobre la distribución de esfuerzos presentes en el modelo. Este está presente en el perfil transversal del modelo de minería continua.

Durante la descarga del modelo, el efecto de arco que es posible establecer a partir de lo observado, deriva en la transmisión del peso, por fricción, a las paredes del modelo (perfil transversal). Este efecto disminuye el peso del material granular que gravita sobre las celdas de carga en este mismo perfil mientras que el material al sujetarse,

inducirá un aumento de la presión del material en las paredes verticales perpendiculares a la sección transversal.

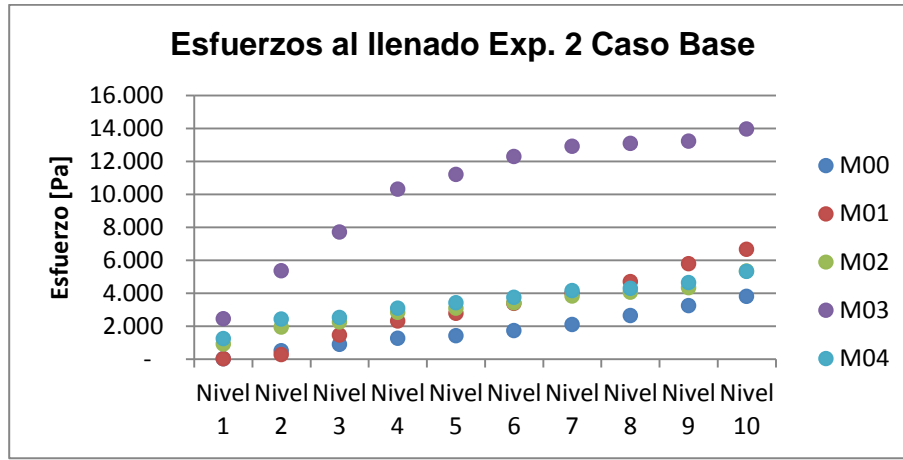


Gráfico 16: Esfuerzos de llenado caso base

Luego esto induce que los esfuerzos medidos en la celda M01 sean mayores con respecto de aquellos establecidos en la celda que se ubica en el perfil longitudinal donde no está presente este efecto mientras que los esfuerzos verticales medidos en la celda M03 presenten una relajación significativa.

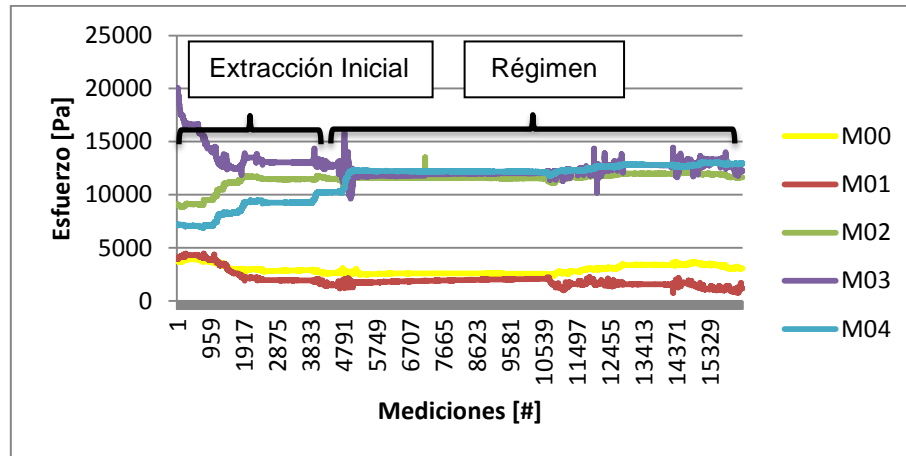


Figura 33: Estados conceptuales de distribución de los esfuerzos medidos

En términos conceptuales es posible establecer dos estados en la distribución de esfuerzos observados. Un primer estado activo, a consecuencia del efecto arco que posee el modelo y del efecto de sobrepresión observado, y en segundo estado posterior donde es posible observar una caída o subida hasta llegar a un valor próximo al estático, instante a partir del cual la presión media oscila ligeramente en torno a dicho valor.

En promedio los esfuerzos medidos en el Exp. 2 para una distribución granulométrica G1 son mayores en un 16% con respecto del Exp. 1.2 de granulometría mono tamaño lo cual se debe a la mayor cantidad de material con el que es posible llenar la columna, esto último es producto de la porosidad del material. (Exp 1.2: 246 [kg] v/s Exp. 2: 269 [kg]). Si comparamos los Exp 2 y 3 la diferencia es mínima (3%) debido a que el material utilizado es el mismo y por lo tanto poseen similar porosidad.

Respecto del Exp 6 en término de distribución de esfuerzos se observa un cambio en la distribución relativa de ellos y de sus valores, a partir del ensanchamiento en la parte superior de la batea a consecuencia del incremento en el ángulo α de 58[°] a 51[°]. Se observan en términos generales una disminución de los esfuerzos presentes en el sistema para este caso comparado con el caso base.

Tabla 36: Esfuerzos en condición estática y extracción del Set Experimental

		Esfuerzo [Pa]				
	Exp.	M00	M01	M02	M03	M04
Llenado²⁵ [1 m]	1.2	2.515	4.074	4.506	16.799	4.714
	2	3.743	6.720	5.384	14.141	5.556
	3	2.924	5.231	4.956	19.595	6.909
	4	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	5	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	6	4.365	4.567	5.910	12.997	4.665
	7	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	8	4.357	4.567	5.910	12.945	4.657
	9	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	10	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	11	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
Extracción²⁶	1.2	2.023	5.376	4.806	9.349	5.144
	2	1.738	7.524	5.380	9.279	5.133
	3	2.577	6.741	5.115	13.402	6.907
	4	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	5	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	6	2.983	1.988	4.897	5436	4.847
	7	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	8	2.945	1.963	11.462	12.725	11.344
	9	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	10	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
	11	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A

²⁵ Condición estática. Valor que se alcanza al llenar el modelo con material a una altura de 1 [m].

²⁶ Condición de extracción. Promedio de los esfuerzos medidos durante la extracción del modelo.

Los esfuerzos horizontales medidos en la celda M01 sufren un relajamiento al comienzo del proceso de extracción similar al ocurrido por los esfuerzos verticales observados en la celda M03 en la mayor parte de las experiencias. Este esfuerzo disminuye desde 4,5 [Kpa] a 2 [kPa] aproximadamente en tanto la celda M03 tiene una medición promedio de 5,4 [kPa]. Los esfuerzos verticales en las celdas M02 y M04 siguen manteniendo un comportamiento simétrico entre ellos con valores promedios de 4,8 [kPa] en ambos casos. Estas últimas tres celdas alcanzan un valor próximo al estático, instante a partir del cual el esfuerzo medio oscila ligeramente en torno a dicho valor tal como se estableció anteriormente.

En el Exp. 8 se tiene una estabilización de los esfuerzos verticales medidos en las celdas M02, M03 y M04 ubicadas en la base del modelo a valores en torno a los 11 y 12 [kPa] alcanzando un estado próximo al estático. El incremento en las mediciones de las celdas M02 y M03 se explica fundamentalmente la redistribución de esfuerzos sobre el perfil longitudinal a causa del aumento del área disponible en la dirección medida que coincide con la ubicación de ambas celdas y la sobrepresión ejercida en ese perfil como consecuencia del efecto arco al cual el modelo se ve afectado.

4.5 Conclusiones

Uno de los puntos a resolver durante la etapa experimental del modelo 2D, se refiere a la escalabilidad y con ello la validez del uso de modelos físicos para el entendimiento y creación de conocimiento de los sistemas mineros.

En la experiencia anterior (Alvarez, 2010), (Orellana, 2011), si bien se logró simular en un modelo 2D adecuadamente la cinemática del sistema, solo parcialmente se obtuvieron resultados para la dinámica del sistema dozer.

Tabla 37: Comparación modelos a escala Laboratorio y mina del sistema dozer feeder.

	Descripción	Masa [t/ciclo]	Tiempo [min/ciclo]	Velocidad [mm/s]	Fuerza Empuje [kN]
MC Mina	-	7,9 ($\pm 4,7$)	1,3	38,2 ($\pm 8,5$)	2224,7 – 927,7
M2D Exp 3²⁷ G. Salvador	P2-G1	4,6 ²⁸ ($\pm 5,5$)	1,26 ($\pm 0,34$)	41,7 ($\pm 11,3$)	7125 (²⁹)
M3D Exp 2 G.Andina (G1)	G1,B1	4,8 ³⁰ ($\pm 4,1$)	1,0 ($\pm 0,17$)	43,1 (± 12)	11375 ³¹

²⁷ (Alvarez, 2010) (Orellana, 2011)

²⁸ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

²⁹ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

³⁰ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

³¹ Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

A partir de esto, una de las recomendaciones de la experiencia desarrollada en la Fase I del Proyecto, destinada a mejorar los resultados del modelamiento, fue el escalamiento del sistema a un modelo de 3D tal que la representatividad geométrica sea concordante con la geometría Mina.

En virtud de aquello, se realizó este nuevo set experimental donde se evalúan variables como productividad, colgaduras, geometría mina y sistema dozer. Como se observa de la tabla anterior la similitud cinemática (velocidades) se logra establecer con éxito en ambas experiencias a escala laboratorio manteniéndose en órdenes de magnitud similares.

Al igual que en el caso 2D, la masa extraída por ciclo en esta experiencia (3D) que son similares entre sí, difieren en la magnitudes respecto de la productividad escalada desde la mina desde 7,9 [t/ciclo] a 4,8³² [t/ciclo].

En ese sentido, se observa una subestimación de la masa extraída hacia el transportador continuo pudiendo responder a la representatividad del material con el cual se ha desarrollado este set experimental.

Sin embargo, cabe hacer notar, que el valor promedio desde la Prueba Industrial no contiene ciclos nulos o sin productividad (no fueron medidos en la experiencia). Por igual razón no es posible realizar un test estadístico que permita hacer una comparación con los datos del caso base medida en laboratorio. Así también, el diseño del Modelo 3D no representa exactamente las condiciones de la operación en Salvador, dado los objetivos de esta investigación.

A partir de los resultados y conclusiones de este set experimental, la escalabilidad del material granular se convierte en la hipótesis de trabajo a resolver a fin de establecer la similitud dinámica del sistema dozer y de la modelación a escala laboratorio. Se procede en consecuencia, a definir un nuevo set experimental a desarrollar, el cuál es descrito en el siguiente capítulo.

Propiedades físicas y mecánicas tales como la resistencia a la compresión uniaxial, la constante elástica, la abrasividad, densidad, humedad y geometría suponen comportamientos distintos en fenómenos como flujo gravitacional, resistencia del macizo rocoso, resistencia de pilares, etc.

Finalmente, se resumen cualitativamente los principales resultados de esta etapa de evaluación experimental.

³² Este valor no se encuentra escalado por el factor de escala para la densidad k_ρ . Se considera $k_\rho = 1$.

Tabla 38: Principales resultados del modelo de minería continúa

Experimento	Objetivo	Principales Resultados
1.1 Gm1,B1	Experimento de Prueba. Estudio del funcionamiento del sistema completo y solución de posibles problemas operacionales. La granulometría mono tamaño (Gm1) considera partículas de tamaño 18 [mm] (equivalente a 90 [cm] de escala real).	<p>Se logra probar el equipo y establecer el funcionamiento en el modelo 3D.</p> <p>Múltiples colgadas y problemas operacionales a consecuencia de una granulometría desfavorable. Se decide desarrollar un segundo experimento con granulometría de menor tamaño.</p>
1.2 Gm2, B1	Experimento de Prueba. Estudio del funcionamiento del sistema completo y solución de posibles problemas operacionales. La granulometría mono tamaño (Gm2) considera partículas de tamaño entre 5,1 [mm] y 12,7 [mm] (equivalentes a 25,5 [cm] y 63,5 [cm] de escala real respectivamente).	<p>Se logra probar el equipo y establecer el funcionamiento en el modelo 3D.</p> <p>Se corrobora que la zona de extracción corresponde a un elipsoide, el cual tiene el eje de simetría en la mitad de la zanja al igual que en lo observado durante la experimentación 2D.</p> <p>Se consiguen altas productividades y no se producen colgadas durante la extracción.</p> <p>Se observa la presencia del efecto arco en los resultados de análisis de esfuerzos del modelo.</p>
2 G1,B1	Medir efecto de ángulo de batea (B1) y una distribución granulométrica de mineral primario pre-acondicionado (G1) en: productividad, geometría de flujo, y esfuerzos. Experimento caso base	<p>Se determina la productividad del sistema para el caso base. Se presentan colgadas tipo 2 y 3.</p> <p>Se corrobora que la zona de extracción corresponde a un elipsoide, el cual tiene el eje de simetría en la mitad de la zanja al igual que en lo observado durante la experimentación 2D.</p> <p>Se observa la presencia del efecto arco en los resultados de análisis de esfuerzos del modelo.</p>
3 G1,B1,Z	Disminución de sección de galería de zanja (Z) de 8x8 [cm ²] a 8x6 [cm ²] (equivalentes a 4x4 [m ²] y 4x3 [m ²] respectivamente). Medir efecto del cambio de la geometría sobre la productividad.	<p>Se determina la productividad del sistema y se establece como caso desfavorable tanto para la tasa de extracción y como para la formación de colgadas.</p> <p>La menor área abierta disponible de la galería produce una disminución del material para ser vaciado en la unidad de transporte. Por otro lado el aumento de colgadas por el mayor tiempo de residencia de las partículas en el punto de extracción y la formación de estructuras estables sobre el equipo dozer (colgadas tipo 1 y 2).</p>
4 G1,B1,V	Acortamiento del punto de extracción o distancia calle-visera (V). Medición del efecto sobre los esfuerzos en la base del sistema.	Se observa un aumento en la tasa de producción debido a la disminución de la distancia calle visera, pero supone un desafío en el control del movimiento del material pues este fluye sin control hacia el

		Medir efecto del cambio de la geometría sobre la productividad.	punto de vaciado. Se observa un cambio en la redistribución de esfuerzos a consecuencia de lo mismo.
5	G2,B1	Medir efecto del cambio de la distribución granulométrica secundaria (G2) en: productividad y esfuerzos con sistema Dozer.	Se obtienen patrones de esfuerzos similares a los obtenidos en el caso base. En cuanto a productividad aumenta y no hay formación de colgaduras. Se observa aquí el efecto de una distribución granulométrica de menor tamaño sobre las variables anteriores.
6	G1,B2	Medir efecto de ángulo de batea (B2) en la productividad del sistema dozer.	Se observa que no existen diferencias con respecto al caso base en términos productivos. Existe una disminución de los esfuerzos presentes en el sistema para este caso comparado con el caso base explicable por un incremento en el efecto arco y el desplazamiento del punto de presiones más alto en el perfil transversal por sobre la posición de la celda M01.
7	G2,B2	Medir efecto de ángulo de batea (B2) y una distribución granulométrica secundaria (G2).	La productividad es similar al caso de la batea definida en el caso base con granulometría tipo secundaria, por lo cual no se observa ningún efecto significativo asociado a la batea en términos de productividad para este caso.
8	G1,B1, A	Incorporación de la geometría Apex a nivel de UCL (A). Medir efecto sobre los esfuerzos en las paredes y base del sistema. Efecto la tasa de producción y medición (cuantificación y calificación) de colgaduras.	Se observa que una disminución en la media productiva como consecuencia de incorporar esta infraestructura aunque esta diferencia se encuentra dentro de la desviación estándar de la muestra. Se presentan colgaduras tipo 1 y tipo 3 con una índice de frecuencia mayor que el caso base.
9	G1, B1, D2	Modificación de la geometría del dozer (D2) de una cara plana a una en punta (placa triangular). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema.	Si bien alcanza productividades del orden del caso base, se presenta como una alternativa en la disminución de la energía requerida del sistema.
10	G1, B1, D3, DZ	Aumento del ancho del equipo dozer (D3). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema. Se evalúa alternativa descuelgue zanja (DZ).	El equipo alcanza productividades mayores respecto incluso del caso base constituyéndose como una alternativa para el aumento de la productividad del sistema. En términos de fuerza este continúa necesitando los requerimientos máximos del sistema de laboratorio.
11	G1, B1, D4, DZ	Disminución de largo de dozer (D4). Medir efecto de geometría en la fuerza (energía) requerida por el sistema. Se evalúa alternativa descuelgue zanja (DZ).	No se presenta como una mejor alternativa respecto de los dos casos anteriores. Se observa funcionamiento del sistema adecuado del sistema de descuelgue.

CAPITULO 5

MATERIALES EQUIVALENTES

En el presente capítulo se presenta la caracterización de las propiedades de los materiales definidos previamente considerando su relación con el flujo granular. Además los resultados operacionales de productividad, colgaduras y presión ejercida observados en el modelo 2D del sistema de minería continua.

5.1 Antecedentes

En virtud del análisis previo desarrollado en el capítulo 3 en torno a las condiciones de similitud del modelo y los materiales que están involucrados en la presente investigación, se desarrolla esta etapa de evaluación.

Se espera, como hipótesis de trabajo, que modificar las propiedades escalables del material permitan establecer el cumplimiento de la similitud dinámica del sistema dozer, y de la modelación a escala laboratorio

El sistema de extracción dozer feeder considera el accionamiento de un sistema neumático de dos cilindros que mueven la placa desde su estado en reposo hasta alcanzar una carrera de 1.5 [m] (a escala real) con el objetivo de mover la pila de material ubicada en el punto de extracción, al igual que en la experimentación anterior.

Se establece la estrategia de modificar los materiales y utilizar para la evaluación del fenómeno, materiales granulares equivalentes o tipo roca con el objetivo de abordar la similitud dinámica del modelamiento físico, es decir, establecer que la fuerza escalada del modelo represente, de acuerdo al análisis de similitud, el empuje del material alojado en el punto de extracción.

Como se ha señalado anteriormente se han considerado 6 materiales granulares que a juicio del autor son suficientes en esta etapa de evaluación. Los materiales considerados son mineral de El Salvador, grava de río, carbón vegetal, ladrillo chancado, mortero (con una proporción agua: arena:cemento definida) chancado, y yeso (con una proporción agua: yeso definida) chancado.

5.2 Plan Experimental

En función de los objetivos descritos, se muestra a continuación el plan experimental a realizar para el modelamiento de la minería continua orientado al establecimiento de la similitud dinámica del sistema.

El plan contempla dos etapas, la primera de ellas orientada a la caracterización de los materiales seleccionados en el estudio de acuerdo a las directrices y procedimientos establecidos en el Capítulo 3: Metodología Experimental.

Las propiedades a caracterizar corresponden:

1. Densidad
2. Resistencia
3. Forma
4. Abrasividad
5. Angulo de fricción

En tanto, la segunda etapa se refiere al proceso de extracción mediante el accionar del equipo dozer a escala.

A continuación se presenta la descripción de los experimentos y sus objetivos conducentes a la evaluación de la similitud dinámica del modelo 2D.

Tabla 39: Plan experimental Modelamiento 2D Minería Continua

Nº Exp.	Objetivo	
1	Mineral	
2	Ladrillo	Mide efecto sobre presión requerida por el sistema de extracción dozer. Se miden índices operacionales de productividad [t/ciclo], tiempo ciclo [s], frecuencia de colgaduras [colg/t].
3	Carbón	
4	Yeso	
5	Mortero	
6	Grava	

El modelo 2D se considera en esta etapa de evaluación por la complejidad del fenómeno y la poca información relativa al uso de otros materiales. En ese sentido, se opta por esta etapa de desarrollo, en función de sus objetivos y alcances, con el equipo señalado.

Para efectos de la experimentación, se descarga el modelo completamente, es decir hasta obtener el primer marcador del nivel ubicado a 1 [m] y es rellenado una vez producido subsidencia en la superficie.

5.1.1 Modelo 2D

El diseño del Modelo 2D corresponde al desarrollado durante el proyecto de investigación (Alvarez, 2010; Orellana, 2011) señalado en el Capítulo II. Este considera una columna escalada de material de 50 [m] además del equipo dozer feeder previamente descrito en cuanto a su funcionamiento.

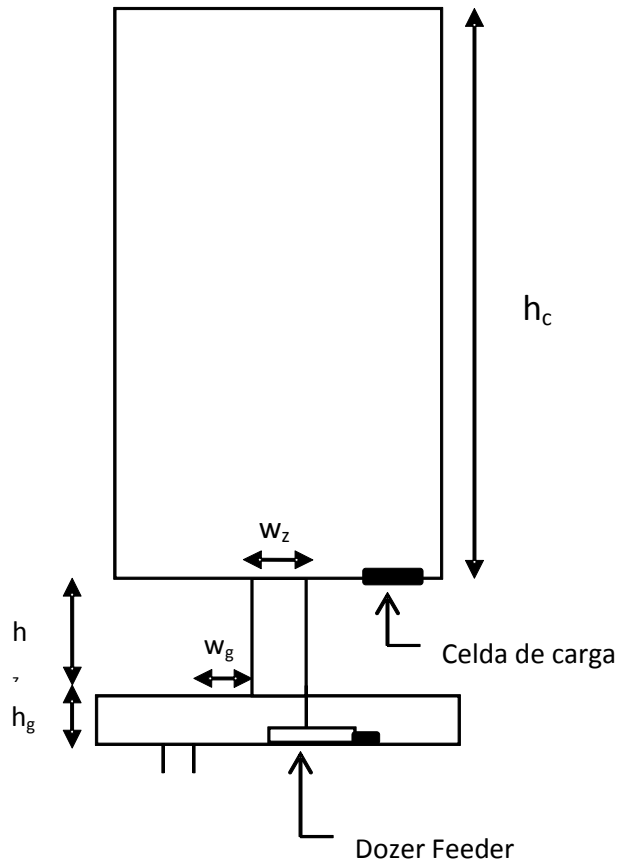


Figura 34: Esquema General Diseño Modelo 2D

El diseño considera las siguientes dimensiones relacionadas con la infraestructura las que se mantienen constantes a lo largo del plan experimental.

Tabla 40: Características diseño (equivalente escala real) Modelo 2D

Diseño	Unidad	Descripción Caso Base
Ángulo zanja (α)	[°]	Sin zanja
Ángulo zanja (β)	[°]	90
Galería zanja	[m ²]	16
Altura galería "Hg"	[m]	4
Pilar UCL	-	Sin geometría de pilar
Altura zanja "Hz"	[m]	7,5
Distancia calle visera "Dcv"	[m]	3,1

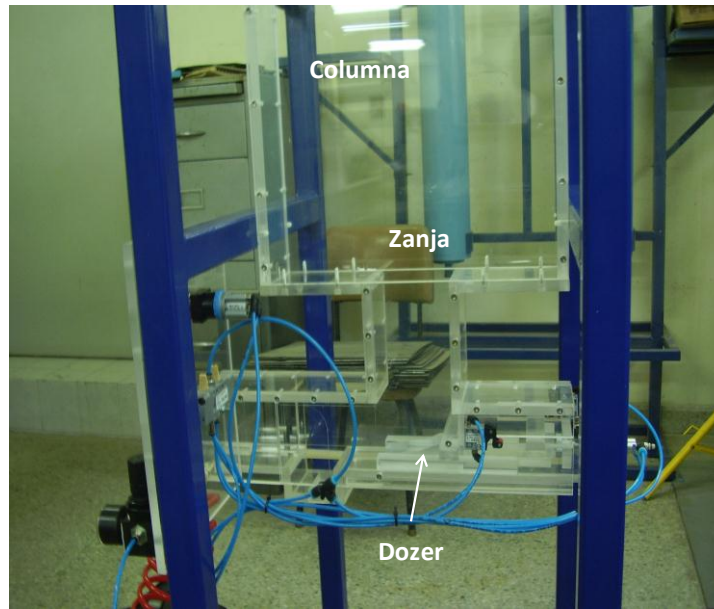


Figura 35: Modelo 2D Minería Continua (Alvarez, 2010; Orellana, 2011)

5.1.2 Celdas de Carga

Para medir los esfuerzos del material quebrado sobre la infraestructura minera se dispone de 1 celda de carga ubicada en la base del sistema como se muestra en la Figura 34. El objetivo de esta es medir los esfuerzos verticales durante el llenado y extracción del material.

Se utiliza como sistema de colección de datos un strainmeter modelo TC-31K sumado a un Switching Box de 5 canales marca TML.

5.1.3 Granulometría Modelo 2D

Se considera una única curva granulométrica (Gráfico 17) similar en tamaños a la desarrollada en la modelación 3D para el modulo de minería continua de Andina. Se cuenta con la restricción del mineral disponible para la realización de la experimentación, en efecto se cuenta con solo 70 [kg] aproximadamente de mineral proveniente de la mina Salvador, lo que presenta una restricción desde el punto de vista de la generación de pérdidas como consecuencia de la manipulación de los fragmentos para la generación de la curva.

A partir de la distribución original se procede a la reducción de los tamaños mayores a $1\frac{3}{8}$ " y la eliminación de aquellos menores a $\frac{1}{4}$ ".

La granulometría resultante se presenta en el siguiente gráfico y responde al modelo de distribución Rossin Ramler (error cuadrático de 3%):

$$Fu(x) = 1 - \exp\left(-\left(\frac{x}{2057,6}\right)^{2,8}\right)$$

Ecuación 30: Distribución Rossin Ramler Mineral Salvador

Se presenta la distribución modelada y corregida. Se continúa el trabajo adecuando la curva corregida a la modelada.

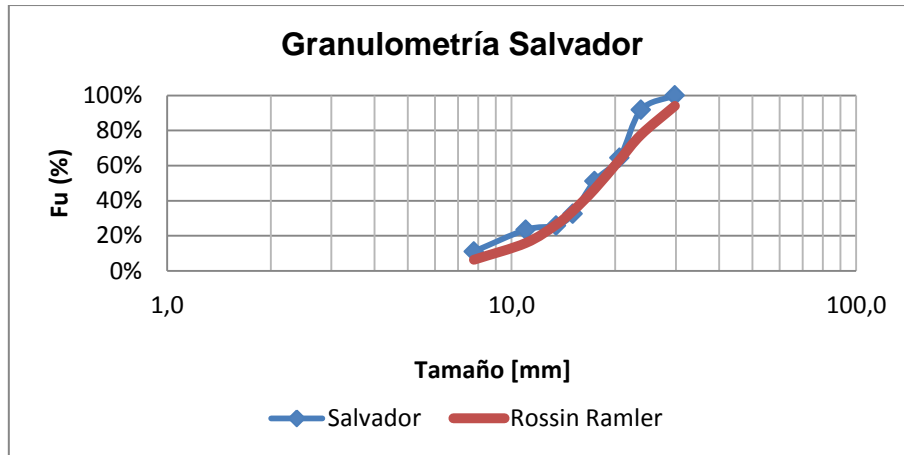


Gráfico 17: Granulometría Salvador y Modelo Rossin Ramler

Se presentan a continuación los valores característicos de la distribución granulométrica modelada para la experimentación en 2D.

Tabla 41: Valores característicos distribuciones Granulométricas Modelo 2D

Curva Salvador	d_{80}	$d_{63,2}$	d_{60}	d_{50}	d_{30}	d_{10}	C_u	C_z
[cm]	2,44	2,06	2,00	1,81	1,43	0,92	2,17	1,1

5.1.4 Marcadores

Los marcadores corresponden a material seleccionado de aproximadamente 1,2 [cm] pintado con spray de colores dependiendo del material. Por ser del mismo material, estos marcadores no interfieren con el resto de las partículas del modelo.

Se disponen marcadores en el modelo en 6 niveles abarcando desde la batea hasta el tope del modelo con el objetivo de observar y controlar el flujo durante la extracción.

En las siguientes figuras se aprecia la disposición de ellos en el modelo para la extracción del material yeso.



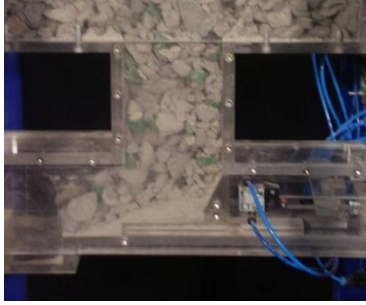






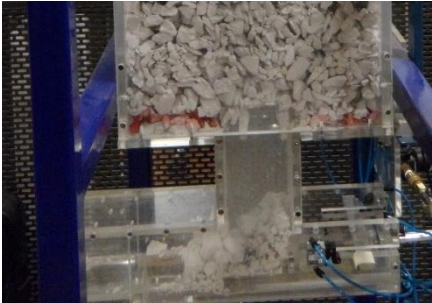
Figura 36: Disposición de marcadores modelo 2D. La fotografía corresponde al modelo luego del proceso de extracción. Se observa en consecuencia las líneas de flujo.

5.1.5 Colgaduras

Para esta etapa se han definido cuatro tipos de colgaduras las cuales se han observado durante la experimentación en función de la zona o área en la que se producen, 3 de ellas equivalentes a las definidas en el capítulo anterior, las que se han clasificado.

1. Tipo 1. Formadas debido a que el material que se queda estático formando un arco directamente sobre el equipo dozer.
2. Tipo 2. Son aquellas que se producen a la altura de la parte inferior de la batea, teniendo como apoyos la visera y la galería de Dozer
3. Tipo 3. Son aquellas formadas dentro de la batea solamente soportada en las paredes de esta por un efecto embudo.
4. Tipo 4: Son aquellas que forman un arco estable formadas por sobre la zanja

Figura 37: Clasificación de colgaduras Modelo 2D Minería Continua

Colgadura	Vistas		Definición
<p style="text-align: center;">Tipo 1</p>			<p>Existe material sobre el Dozer pero el movimiento de este no es capaz de desestabilizarlo</p>
<p style="text-align: center;">Tipo 2</p>			<p>Son aquellas que se producen a la altura de la parte inferior de la batea, teniendo como apoyos la visera y la galería de Dozer.</p>
<p style="text-align: center;">Tipo 3</p>			<p>Son aquellas colgaduras dentro de la batea, teniendo como soporte las paredes de esta.</p>
<p style="text-align: center;">Tipo 4</p>			<p>Son aquellas que forman un arco estable formadas por sobre la zanja</p>

5.2 Caracterización propiedades materiales

Se presenta a continuación todas las propiedades caracterizadas por materiales utilizados durante la investigación.

5.2.1 Densidad

A partir de la metodología adoptada se obtienen los valores para densidad específica, densidad aparente y porosidad.

Tabla 42: Densidad materiales

Material	Densidad Especifica [t/m ³]	Densidad Aparente [t/m ³]	Porosidad [%]
Mineral	2,71	1,57	42,1
Grava	2,69	1,61	40,1
Mortero	2,59	0,92	64,5
Ladrillo	2,68	1,02	61,9
Yeso	2,84	0,97	69,4
Carbón	0,83	0,42	49,4

A partir de esta se desprende que el material con mayor densidad específica corresponde al yeso mientras que el menor al carbón.

5.2.2 Factor de forma

Se determina el factor de forma de las partículas asociadas a cada material a partir de 30 fragmentos de tamaño $d_{63,2}$ de la distribución granulométrica. Se presentan a continuación los resultados obtenidos. El detalle puede ser visto en la sección de Anexos.

Tabla 43: Resultados esfericidad, redondez y regularidad.

Material	Esfericidad	Redondez	Regularidad
Mineral	0,63 ± 0,11	0,18 ± 0,24	0,41 ± 0,13
Grava	0,65 ± 0,10	0,51 ± 0,18	0,58 ± 0,11
Mortero	0,57 ± 0,12	0,29 ± 0,08	0,43 ± 0,06
Ladrillo	0,57 ± 0,09	0,26 ± 0,06	0,41 ± 0,04
Yeso	0,55 ± 0,11	0,27 ± 0,15	0,41 ± 0,07
Carbón	0,51 ± 0,15	0,31 ± 0,15	0,41 ± 0,09

A modo de ejemplo se muestra un fragmento de Mineral evaluado.



Figura 38: Mineral fragmento (# DSCN1414) (a) Fragmento $d_{63,2}$ (b) Fragmento $d_{63,2}$ evaluado

5.2.3 Resistencia

A partir del ensayo de carga puntual realizado bajo la norma ASTM D5731-08, se presentan los siguientes resultados, el detalle puede ser revisado en el Anexo E. La humedad de las partículas, igual a 0% para todos los materiales evaluados, fue según SLG-PP-07 basado en ASTM D2216-10.

Tabla 44: Resultados resistencia carga puntual

Material	Resistencia I_{s50} [MPa]	UCS ($23 * I_{s50}$) [MPa]
Mineral	8,86	203,8
Grava	13,95	320,9
Mortero	1,60	36,8
Ladrillo	0,95	21,9
Yeso	1,45	33,4
Carbón	1,12	25,8

Del análisis se desprende que de los materiales analizados la grava presenta la mayor resistencia a la carga puntual que corresponde a 13,95 [Mpa]. El valor más bajo es alcanzado por el Yeso con 0,95 [Mpa].

Sin embargo, en el caso de la grava al provenir de material de río principalmente, puede contener partículas de diferentes mineralogías, por lo cual la resistencia determinada puede no representar el conjunto del sistema.



Figura 39: Fragmentos Mineral pre y post ensayo carga puntual

Para efectos de esta investigación, se considerará este valor como suficiente en función de los alcances definidos asumiendo homogeneidad de las partículas.

5.2.4 Abrasión

Una vez aplicado el test de abrasión ad-hoc propuesto (Ver 3.4.5.1) se observa que el material que mayor cantidad de material menor a $\frac{1}{4}$ " genera por mecanismos de abrasión e impacto corresponde a ladrillo con un 15,9% seguido por el yeso. Se observa que la grava es la que presenta el menor índice.

Tabla 45: Resultados Abrasión

Material	Abrasión $t_{0,25}$ %
Mineral	1,4
Grava	0,8
Mortero	5,7
Ladrillo	15,9
Yeso	5,9
Carbón	3,9

5.2.5 Angulo de fricción

Una vez estimado el valor del ángulo de fricción de acuerdo a la metodología propuesta (Ver 3.4.6) de los resultados se desprende que de los materiales analizados que el mineral tiene el mayor ángulo de reposo $\phi_r = 33,4$ [°] mientras que la grava tiene el menor ángulo de reposo $\phi_r = 28,9$ [°]. El resto de los materiales tiene valores cercanos entre sí con una diferencia a lo más de 1,6 [°].

Respecto de la fricción entre la pared material, no se observa mayor diferencia entre los materiales lo cual puede ser explicado a las características lisas de la pared del modelo.

Tabla 46: Resultados Angulo de fricción

Material	Angulo de reposo ϕ_r [°]	Angulo de fricción pared – material ϕ_w [°]
Mineral	33,4	19,5
Grava	28,9	19,7
Mortero	30,6	20,1
Ladrillo	28,7	19,9
Yeso	31,2	21,8
Carbón	29,6	21,4

Se presentan a continuación los resultados relativos a los índices operacionales observados durante la experimentación para cada material contemplado en el plan experimental.

5.3 Desarrollo Plan Experimental

5.3.1 Mineral

Se descargan 26,4 [kg] de mineral con un total de 924 ciclos. Se ejerce una presión de 6 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.1.1 Productividad

Tabla 47: Resultados índices operacionales

Mineral	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	28,6	35,5	214,7	0	
Tiempo de Ciclo [s]	11,2	1,9	18,2	6,6	6
Velocidad [mm/s]	2,4	1,0	4,5	1,6	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

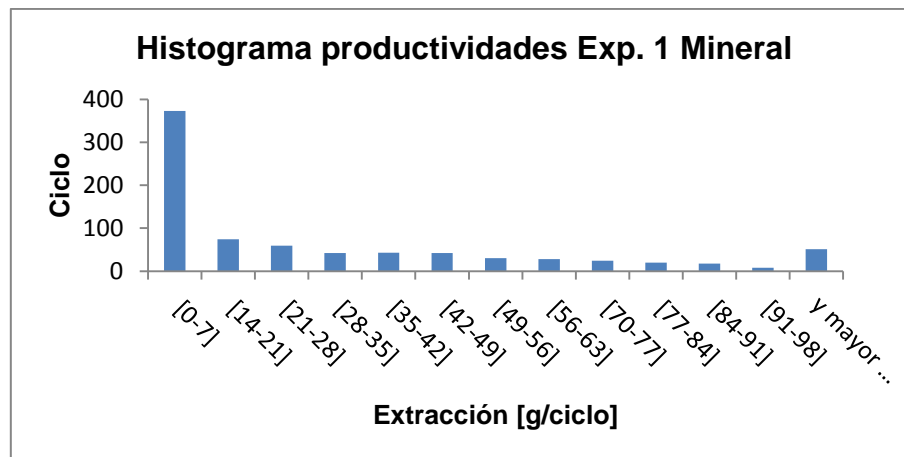


Gráfico 18: Histograma productividades Exp. 1 Mineral

5.3.1.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa que no ocurren colgadas clasificadas como tipo 3 en tanto con un 57% de ellas, las colgadas soportadas en la base del dozer son las de mayor frecuencia de formación.

Tabla 48: Resultados Colgadas Mineral

Mineral	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Total	Frecuencia [g/colg.]
Número	4	13	0	6	23	1037,7
%	17	57	0	26		

5.3.2 Ladrillo

Se descargan 17,48 [kg] de mineral con un total de 1057 ciclos. Se ejerce una presión de 4 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.2.1 Productividad

Tabla 49: Resultados índices operacionales

Mineral	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	15,4	18,1	103,7	0	
Tiempo de Ciclo [s]	11,1	1,6	23,8	6,1	4
Velocidad [mm/s]	2,7	0,6	4,9	1,3	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

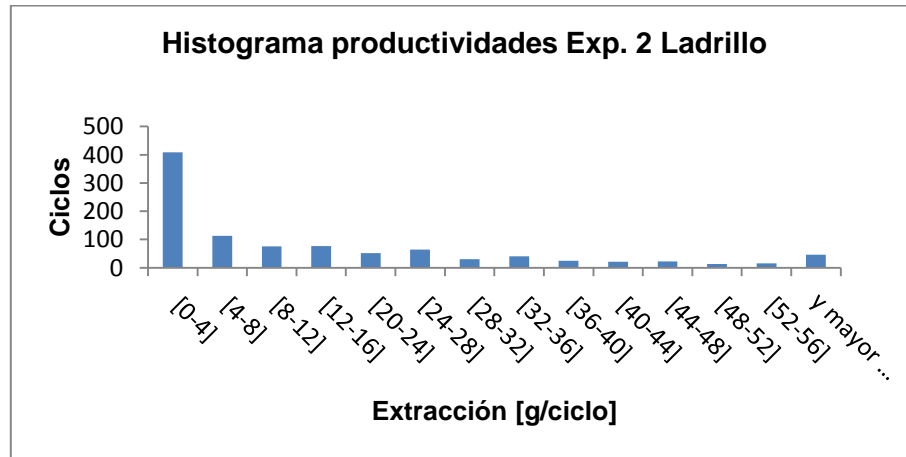


Gráfico 19: Histograma productividades Exp. 2 Ladrillo

5.3.2.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa que no ocurren colgadas clasificadas como tipo 3 en tanto con un 62% de ellas, las colgadas soportadas en la base del dozer son las de mayor frecuencia de formación.

Tabla 50: Resultados Colgadas Ladrillo

Ladrillo	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Total	Frecuencia [g/colg]
Número	6	16	0	4	26	448,1
%	23	62	0	15		

5.3.3 Carbón

Se descargan 5,26 [kg] de mineral con un total de 1445 ciclos. Se ejerce una presión de 2,5 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.3.1 Productividad

Tabla 51: Resultados índices operacionales

Mineral	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	3,0	5,0	35,4	0	
Tiempo de Ciclo [s]	11,0	1,2	16,4	6,1	2,5
Velocidad [mm/s]	2,7	0,5	5,0	1,8	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

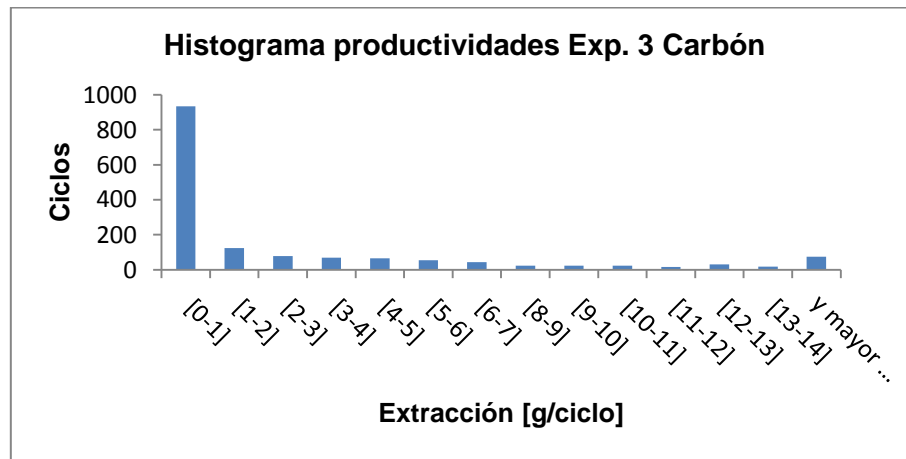


Gráfico 20: Histograma productividades Exp. 3 Carbón

5.3.3.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa que no ocurren colgadas clasificadas como tipo 3 en tanto con un 55% de ellas, las colgadas soportadas en la base del dozer son las de mayor frecuencia de formación.

Tabla 52: Resultados Colgadas Carbón

Carbón	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Número	Frecuencia [g/colg]
Número	7	16	0	6	29	143,0
%	24	55	0	21		

5.3.4 Yeso

Se descargan 8,58 [kg] de mineral con un total de 1246 ciclos. Se ejerce una presión de 3 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.4.1 Productividad

Tabla 53: Resultados índices operacionales

Yeso	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	6,2	9,5	72,7	0	
Tiempo de Ciclo [s]	11,0	1,5	21,7	6,2	3
Velocidad [mm/s]	2,7	1,,	4,6	1,4	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

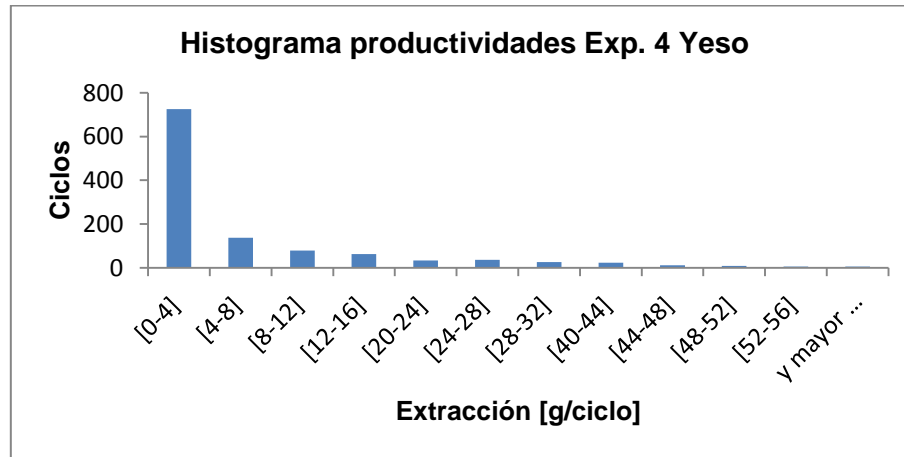


Gráfico 21: Histograma productividades Exp. 4 Yeso

5.3.4.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa que no ocurren colgadas clasificadas como tipo 3 en tanto con un 45% de ellas, las colgadas soportadas en la base del dozer son las de mayor frecuencia de formación.

Tabla 54: Resultados Colgadas Yeso

Yeso	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Total	Frecuencia [g/colg]
Número	6	10	0	6	22	361,9
%	27	45	0	27		

5.3.5 Mortero

Se descargan 10,1 [kg] de mineral con un total de 1031 ciclos. Se ejerce una presión de 3 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.5.1 Productividad

Tabla 55: Resultados índices operacionales

Mortero	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	10,3	15,9	89,95	0	
Tiempo de Ciclo [s]	11,0	1,7	20,87	6,9	3
Velocidad [mm/s]	2,7	0,5	4,36	1,3	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

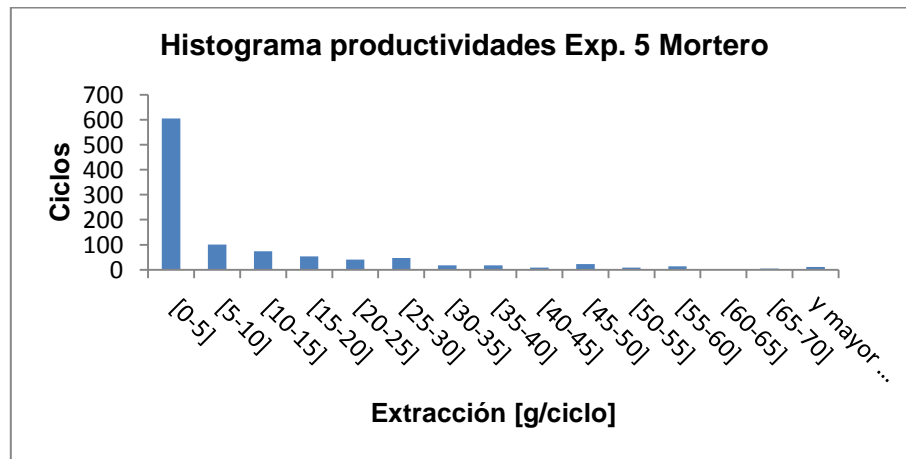


Gráfico 22: Histograma productividades Exp. 5 Mortero

5.3.5.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa que no ocurren colgadas clasificadas como tipo 3 en tanto con un 73% de ellas, las colgadas soportadas en la base del dozer son las de mayor frecuencia de formación.

Tabla 56: Resultados Colgadas Mortero

Mortero	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Número	Frecuencia [g/colg]
Número	4	16	0	2	22	447,2
%	18	73	0	9		

5.3.6 Grava

Se descargan 32,6 [kg] de mineral con un total de 1192 ciclos. Se ejerce una presión de 6 [bar] en el mecanismo de extracción del sistema a escala.

5.3.6.1 Productividad

Tabla 57: Resultados índices operacionales

Grava	Promedio	Desviación	Máximo	Mínimo	Presión [bar]
Productividad [g/ciclo]	31,5	36,3	208,3	0	
Tiempo de Ciclo [s]	10,9	1,9	17,7	6,2	6
Velocidad [mm/s]	2,8	1,6	4,8	1,9	

Se presenta a continuación el histograma de las productividades del sistema.

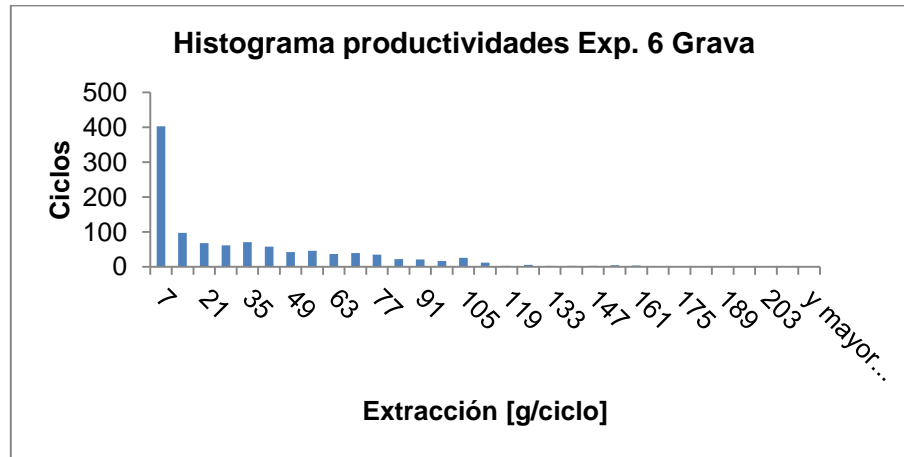


Gráfico 23: Histograma productividades Exp. 6 Grava

5.3.6.2 Colgadas

Se presenta a continuación el índice de colgadas. Se observa la formación de todas las colgadas caracterizadas en esta etapa de investigación. Un 45 % de ellas corresponden a las catalogadas Tipo 1, marcando una diferencia en la tendencia respecto del resto de los materiales en estudio.

Tabla 58: Resultados Colgadas Grava

Grava	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Total	Frecuencia [g/colg]
Número	15	9	3	6	33	776,6
%	45	27	9	18		

5.4 Resultados Experimentales

5.4.1 Características de los materiales

Se presenta a continuación un resumen con todas las características de los materiales observadas.

Tabla 59: Resumen de propiedades de los materiales en estudio

Propiedad	Unidad	Mineral	Grava	Mortero	Ladrillo	Yeso	Carbón
Resistencia	[MPa]	8,86	13,95	1,6	0,95	1,45	1,12
UCS	[MPa]	203,8	320,9	36,8	21,9	33,4	25,8
Forma de las partículas	Esfericidad	0,63	0,65	0,57	0,57	0,55	0,51
	Redondez	0,18	0,51	0,29	0,26	0,27	0,31
	Regularidad	0,41	0,58	0,43	0,41	0,41	0,41
Densidad Especifica	[t/m ³]	2,71	2,69	2,59	2,68	2,84	0,83
Densidad Aparente	[t/m ³]	1,57	1,61	0,92	1,02	0,97	0,42
Porosidad	[%]	42,1	40,1	64,5	61,9	69,4	49,4
Angulo de reposo	[°]	33,4	28,9	30,6	28,7	31,2	29,6
Angulo fricción pared	[°]	19,5	19,7	20,1	19,9	21,8	21,4
Abrasión	t _{0,25} [%]	1,4	0,8	5,7	15,9	5,9	3,9

5.4.1.1 Granulometría

Respecto de la granulometría considerada, esta se encuentra modelada por una distribución de tipo Rossin Rammler $F_u(x) = 1 - \exp\left(-\left(\frac{x}{2057,6}\right)^{2,8}\right)$ la cual se encuentra acotada por un tamaño inferior no menor de $1/4''$ y no mayor que $1\ 3/8''$. Esta posee un Coeficiente de curvatura $C_z = 1,1$ por lo que puede considerarse bien graduada.

5.4.1.2 Resistencia y Abrasión

Respecto de la resistencia de los materiales, la grava alcanza el mayor valor evaluado por carga puntual con 13,95 [MPa]. Cabe destacar en este caso que el valor obtenido corresponde a una cuantificación del material y que en virtud de las diversas mineralogías que pueden componer este, puede que el valor aquí señalado no sea representativo del material.

Luego del ensayo éste presenta el mayor nivel de resistencia de todos los materiales. Resultado esperable por el origen del resto de las muestras. En relación al mineral, resulta menos resistente que la grava probablemente determinado por su composición mineralógica.

El valor definido acá como UCS, corresponde a la estimación de $23 * I_{s50}$ (Brady & Brown, 2004) definida a partir de la correlación de diversos ensayos del tipo. Esto permite establecer un orden de magnitud de los materiales acá considerados, donde el mineral proveniente de la mina El Salvador tendría un valor cercano a 200 [MPa]. Este valor puede resultar alto para rocas relacionadas con procesos de caving, sin embargo

la estimación antes señalada no se presenta en este estudio como un parámetro relevante de comparación.

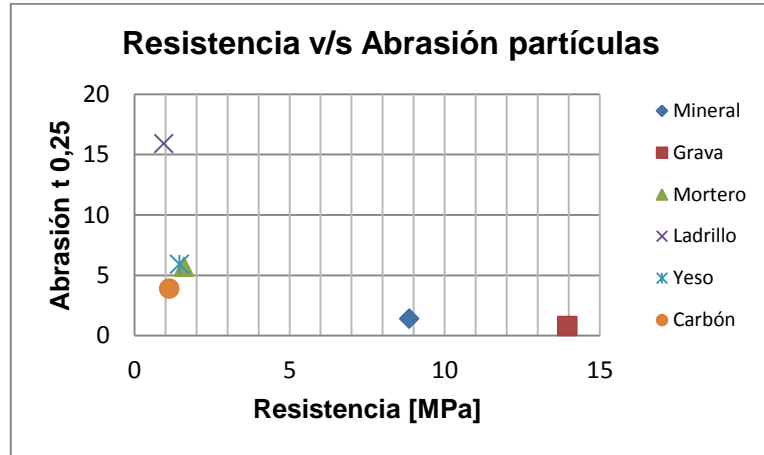


Gráfico 24: Resistencia v/s abrasión de fragmentos

Se espera que el material de menor resistencia presente mayor rotura de partículas lo que implica un cambio en la granulometría de entrada respecto de la de salida de cualquier fenómeno que implique mecanismos de fragmentación. En efecto, esto se puede apreciar en el siguiente gráfico que correlaciona la resistencia de las partículas medida a través de carga puntual con el ensayo de abrasión propuesto.

En él se aprecia que las partículas menos resistentes presentan mayores niveles de abrasión. Cabe señalar que el test, tal como fue diseñado incorpora grados de rotura por impacto por lo que es esperable una modificación de la granulometría de salida respecto de la de entrada. En particular el material ladrillo es el que presenta mayores niveles de abrasión con un 15,9% de material bajo $\frac{1}{4}$ " por ensayo.

Limitaciones como el bajo nivel de resistencia de las partículas hacen poco confiables resultados relacionados con fragmentación secundaria por cuanto la mayor parte de la rotura puede deberse a la manipulación de las muestras de ésta más que al proceso mismo.

Es necesaria la generación de algún mecanismo de segregación por tamaño que permite aislar los efectos externos de la manipulación de las muestras, o en su defecto, medir el error asociado.

5.4.1.3 Forma

Respecto de la forma de las partículas se presenta el siguiente gráfico donde se puede establecer la clasificación de los fragmentos de los distintos materiales en estudio.

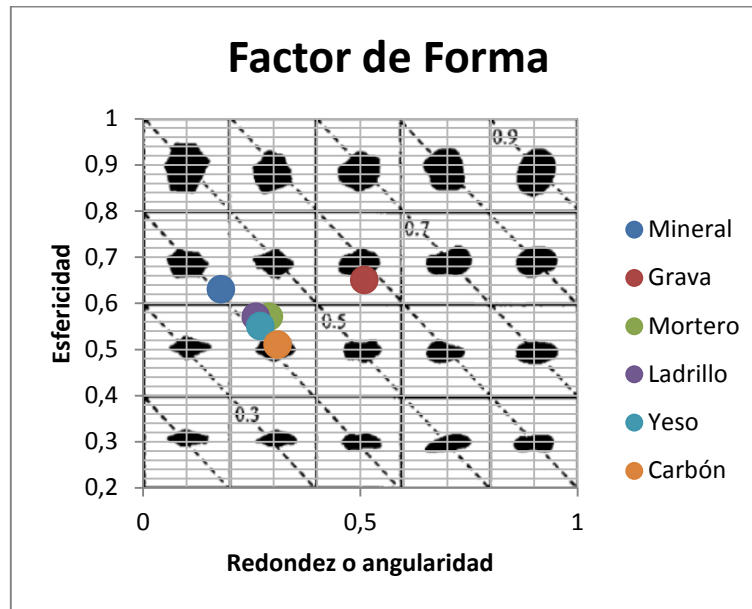


Figura 40: Resultados Factor de forma materiales.

Se desprende que, de los materiales analizados, las partículas del mineral corresponden a partículas angulosas, en el caso de la grava de tipo sub-angulosa a sub-redondeado, mientras que las restantes a partículas sub-angulosas.

De acuerdo a lo señalado por Santamarina & Cho (2004) respecto de flujo granular, para partículas esféricas menor es la formación de arcos y mayor la tasa de flujo. En consecuencia, es de esperarse ambos resultados para el flujo de grava. Sin embargo, sólo fue observado, respecto del resto de los materiales testeados, el efecto sobre la tasa de flujo.

5.4.1.4 Ángulo de Fricción

El ángulo de fricción interna es medido considerándose para los efectos de este estudio equivalente al ángulo de reposo del material. Este resultado, por supuesto solo aplica en el caso de materiales ideales de Coulomb no cohesivos lo cual se ha asumido en este estudio.

Por otro lado partículas angulosas desarrollan un ángulo de fricción interno mayor que las partículas sub-redondeadas. Respecto de éste punto, se puede apreciar que para el caso del mineral, el cual se presenta como el material con partículas angulosas, presenta el mayor ángulo de reposo confirmando esta información. El ángulo de fricción de la pared presenta valores similares para todos los materiales no representando un parámetro diferenciador a la hora de la evaluación del proceso.

Finalmente respecto del ángulo de fricción, el valor menor y más distante respecto del mineral es la grava.

5.4.1.5 Densidad

Los materiales con excepción del carbón poseen densidades específicas similares lo cual es interesante si se considerara la evaluación del sistema granular inicialmente como un continuo.

La densidad aparente presenta mayores diferencias entre los materiales asociados básicamente por la forma de las partículas y la composición de estas.

Mandel (1963) consideraba que el factor de escala de los materiales equivalentes era unitario por lo tanto cualquier otro similar debería considerar igual magnitud. Para efecto del material que se consideraban en el estudio, la compactación de cualquier material, resultaba inviable por cuanto modificaría la granulometría de entrada al romper las partículas.

5.4.1.6 Condiciones para Materiales equivalentes

Desde el punto de vista de las condiciones necesarias para un material equivalente, es posible el cumplimiento de la homotecia de la distribución del medio granular, sin embargo esto no asegura que la forma de las partículas sea equivalente.

Como ya se ha señalado, la caracterización de los materiales por su constante elástica (coeficiente de Poisson ν y Modulo de Elasticidad E) se encuentra fuera del alcance de esta investigación. Sin embargo y abordando el punto, cabe indicar que Weber (1968) señala que para casos en donde la condición de deformabilidad de los granos, en la estructura y el modelo reducido, no tenga más que una influencia despreciable, es posible que el factor de escala relacionado tenga valor unitario.

Por otro lado, el efecto escala sobre el Modulo de Young o el coeficiente de Poisson es nulo o muy pequeño (Yoshinaka, Osada, Park, Sasaki, & Sasaki, 2007). En este sentido, y no habiendo establecido cuantitativamente esta propiedad, es acertado señalar que esta condición la cumple aquel material que es parte del prototipo. En este sentido el mismo material proveniente de la mina Salvador cumple con las condiciones previamente señaladas. Queda por determinar si alguno de estos u otro material cumplen con igual característica.

Finalmente, es claro que ninguno de los materiales anteriores cumple con las tres condiciones consideradas para la clasificación de material 100% equivalente. Sin embargo, el mismo autor plantea la inviabilidad de haber podido generar alguno que permita asegurar dichas condiciones a cabalidad.

5.4.2 Carga vertical sobre el dozer

Considerando el análisis de Janssen-Walker descrito por Nedderman (1992) (ver Anexo B) sobre el comportamiento de la variación de los esfuerzos en las paredes de un bunker completamente lleno de una sección transversal cualquiera con un material no cohesivo de densidad γ , se procede a estimar la carga vertical sobre el equipo dozer

del sistema de minería continua. A partir de esto, se resuelve el esfuerzo vertical sobre la base del modelo, considerando una sobrecarga nula y para $z \in [0, h]$, luego:

$$\sigma_{zz} = \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

Ecuación 31: Ecuación de Janssen-Walker con sobrecarga nula

γ : densidad material $\left[\frac{t}{m^3} \right]$; R_h : Radio hidráulico [m]

u_w : coeficiente de fricción de la pared del modelo ; K : Constante de Janssen (caso activo)

A partir de la ecuación de Janssen – Walker definida previamente, se compara la estimación con las mediciones obtenidas de carga vertical en el modelo 2D para cada uno de los materiales. Se observa que en todos los casos, el valor final del esfuerzo vertical medido ($h=100$ [cm]) es sistemáticamente mayor de acuerdo a Janssen.

Tabla 60: Valores estimados, medidos y error relativo de carga vertical

Esfuerzo Vertical estimado (Janssen) [kPa]						
h [m]	Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,2	2,25	2,31	1,32	1,46	1,39	0,60
0,4	3,41	3,49	2,00	2,21	2,11	0,91
0,6	4,00	4,11	2,35	2,60	2,47	1,07
0,8	4,31	4,42	2,53	2,80	2,66	1,15
1	4,47	4,58	2,62	2,90	2,76	1,19
Esfuerzo Vertical medido [kPa]						
h [m]	Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,2	1,19	0,92	0,61	0,69	0,19	0,85
0,4	1,86	1,98	1,12	1,09	0,34	1,08
0,6	2,65	2,58	1,25	1,22	0,38	1,14
0,8	2,68	2,72	1,29	1,34	0,38	1,22
1	2,71	2,81	1,41	1,36	0,40	1,22
Error relativo³³						
%	50,7	79,5	87,6	122,0	387,7	114,2
Constante de Janssen						
K_a	0,31	0,37	0,38	0,35	0,37	0,35

³³ Estimado como $e = \frac{\sum \left(\frac{\text{valor real} - \text{valor estimado}}{\text{valor real}} \right)^2}{\text{numero de datos}}$

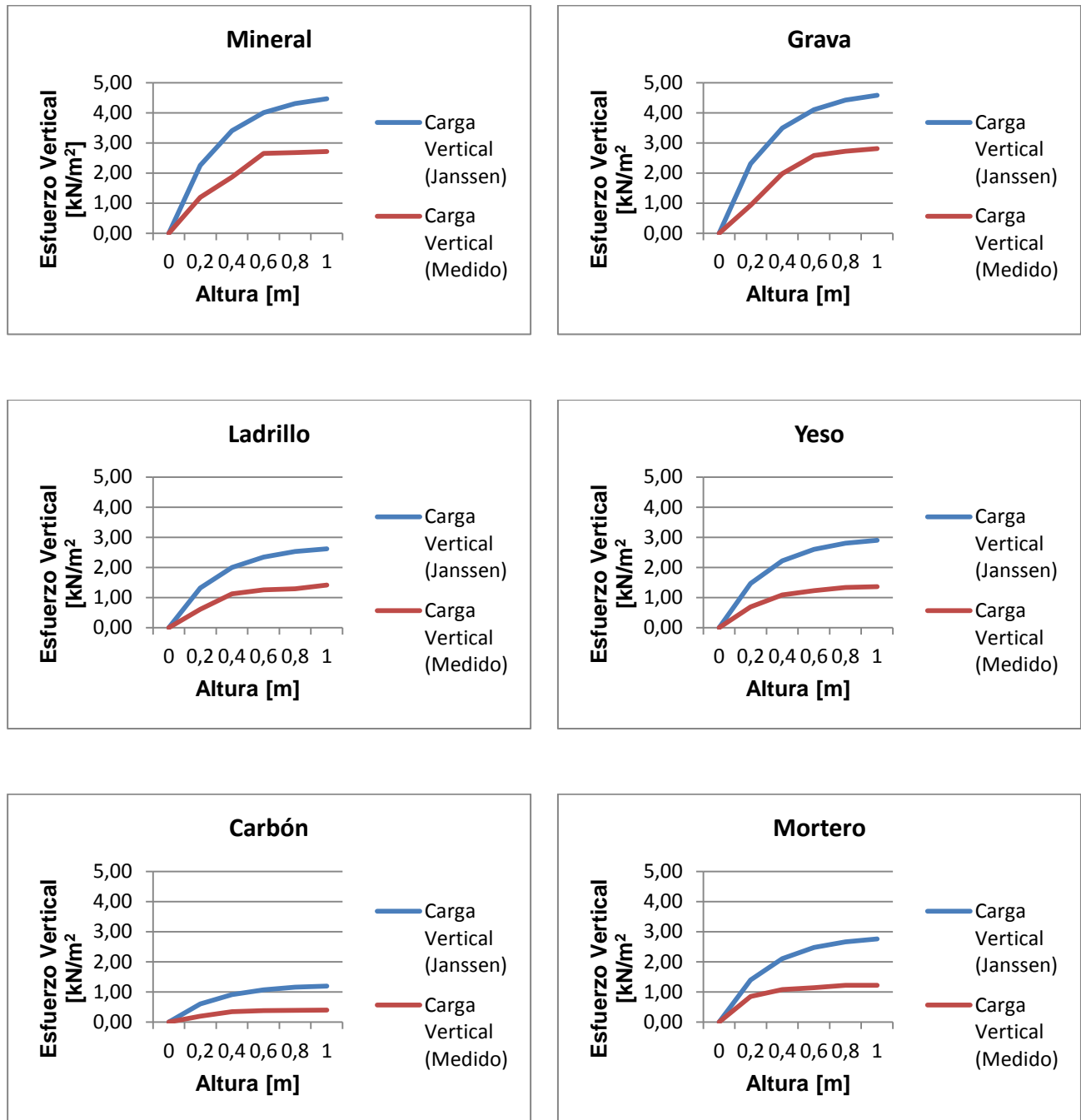


Gráfico 25: Esfuerzos verticales medidos y estimados (Janssen) para materiales.

5.4.3 Índices Operacionales Sistema 2D

5.4.3.1 Productividad y Presión de Empuje

Se presenta a continuación el resumen los resultados operacionales de cada uno de los experimentos en términos de productividades y presión de empuje medida en el modelo.

Tabla 61: Resumen Resultados operacionales experimentación con materiales

	Productividad [g/ciclo]	Tiempo de Ciclo [s]	Velocidad [mm/s]	Presión [bar]
Mineral	28,6 ± 35,5	11,2 ± 1,9	2,4 ± 1,0	6
Grava	31,5 ± 36,3	10,9 ± 1,9	2,8 ± 1,6	6
Mortero	10,3 ± 15,9	11,0 ± 1,7	2,7 ± 0,5	3
Ladrillo	15,4 ± 18,1	11,1 ± 1,6	2,7 ± 0,6	4
Yeso	6,2 ± 9,5	11,0 ± 1,5	2,7 ± 1,1	3
Carbón	3,0 ± 5,0	11,0 ± 1,2	2,7 ± 0,5	2,5

A partir de esto se observa que la mayor productividad neta corresponde al material grava superando al mineral en un 6,8%. En tanto la menor productividad esta asociado al carbón con una media productiva de 3,0 [g/ciclo], un 90% inferior respecto de la grava.

Existe una diferencia de las densidades de cada uno de los materiales involucrados, lo que puede explicar la diferencia de masas entre las productividades obtenidas de la experimentación.

Tabla 62: Productividad Modelo 2D comparada en términos escalados

Material	Productividad [gr/ciclo]		Productividad [t/colg.] ³⁴	
	Media	Desvest	Media	Desvest
Mineral	28,6	35,5	3,6	4,4
Grava	31,5	36,6	3,8	4,4
Mortero	10,32	15,9	2,2	3,4
Ladrillo	15,42	18,1	3,0	3,5
Yeso	6,2	9,5	1,3	1,9
Carbón	2,97	5,0	1,4	2,3

Por otro lado, se observa que las medias entre ellas son significativamente distintas desde el punto de vista estadístico. Sin embargo el material tipo ladrillo tiene resultados similares en términos productivos al caso del mineral. Materiales como yeso y carbón en este sentido parecen no apropiados para la evaluación de la productividad del

³⁴ Valor escalado de acuerdo a Análisis de Similitud (Tabla 8), Capítulo 3.

sistema. Esto último, queda también reflejado en el número de partículas por ciclo que evidencia los mismos resultados anteriores.

En términos de productividad se observan diferencias con el modelo 2D previo (Alvarez, 2010; Orellana, 2011) donde la productividad, utilizando material grava, alcanzó un valor de 4,7 [t/ciclo]. Esto implica una diferencia del 23% y 19% respecto de la grava y mineral utilizado en este set. Sin embargo, cabe considerar la diferencia de las granulometrías utilizadas.

Respecto de las presiones requeridas por el equipo dozer a escala, se tiene una disminución en todos los materiales con excepción de la grava y el mineral. Entre estos, el de menor requerimiento corresponde al carbón con sólo 2,5 [bar] seguido del yeso y mortero con 3 [bar]. Un mayor detalle para esta variable de operación, abordando los factores y condiciones de escala, se desarrolla en el siguiente Capítulo.

5.4.3.2 Colgadas

Respecto del tipo de colgadas, y considerando igual infraestructura modelada, se ha observado que se presentan las tipos 1, 2 y 4 indistintamente del material. La colgadura tipo 2, aquella que se produce a la altura de la parte inferior de la batea teniendo como apoyos la visera y la galería del dozer, es la de mayor frecuencia para 5 de los materiales evaluados. Sólo durante la utilización de la grava se observó la colgadura tipo 3 presumiblemente por su mayor resistencia

Tabla 63: Resumen resultados índice de colgadas experimentación con materiales

Materiales		Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Tipo 4	Total	Frecuencia [g/colg.]
Mineral	Número	4	13	0	6	23	1037,7
	%	17	57	0	26		
Grava	Número	15	9	3	6	33	776,6
	%	45	27	9	18		
Mortero	Número	4	16	0	2	22	447,2
	%	18	73	0	9		
Ladrillo	Número	6	16	0	4	26	448,1
	%	23	62	0	15		
Yeso	Número	6	10	0	6	22	361,9
	%	27	45	0	27		
Carbón	Número	7	16	0	6	29	143,0
	%	24	55	0	21		

5.5 Conclusiones

A modo de conclusiones preliminares se puede señalar que:

1. El desarrollo de experimentación con materiales distintos de la grava y mineral, resultaron exitosos en cuanto al funcionamiento mecánico del modelo

2D. Es de esperar en consecuencia que, cualquiera de los materiales anteriores, sea factible utilizarlos en modelos tipo 3D.

2. La granulometría empleada se caracteriza por un Coeficiente de curvatura $C_z = 1,1$ por lo que puede considerarse bien graduada.
3. De los materiales analizados, las partículas del mineral corresponden a partículas angulosas, en el caso de la grava de tipo sub-angulosa a sub-redondeado, mientras que las restantes a partículas sub-angulosas. La grava en consecuencia debe ser seleccionada cuidadosamente para cuidar la presencia de partículas mas redondeadas, propias de su sistema de origen. De esta forma, acercarse a la forma del mineral.

De acuerdo a lo señalado por Santamarina & Cho (2004) respecto de flujo granular, para partículas esféricas menor es la formación de arcos y mayor la tasa de flujo. Sin embargo sólo fue observado, respecto del resto de los materiales testeados, el efecto sobre la tasa de flujo en el caso de la grava.

4. Respecto del ángulo de fricción interna este es medido considerándose para los efectos de este estudio equivalente al ángulo de reposo del material. Este resultado, por supuesto solo aplica en el caso de materiales ideales de Coulomb no cohesivos lo cual se ha asumido en este estudio.

El mayor ángulo de fricción medido corresponde al del mineral siendo igual a $33,4[^\circ]$, esto ultimo en concordancia con que partículas angulosas desarrollan un ángulo de fricción interno mayor que las partículas sub-redondeadas.

5. Ninguno de los materiales evaluados cumple con las tres condiciones consideradas para la clasificación de material equivalente señaladas por Mandel (1980). Este mismo autor considera sin embargo, la dificultad de generar alguno que permita asegurar dichas condiciones a cabalidad, y sostiene, que la utilización de igual material en el prototipo y modelo debiese ser lo más adecuado.
6. Al existir diferencias de las densidades aparentes de cada uno de los materiales involucrados, se producen productividades distintas para cada uno de los experimentos desarrollados debiendo ser ésta la causa más relevante.
7. Respecto de las presiones requeridas por el equipo dozer a escala, se tiene una disminución en todos los materiales con excepción de la grava y el mineral. Entre estos, el de menor requerimiento corresponde al carbón con sólo $2,5$ [bar] seguido del yeso y mortero con 3 [bar].

Estos valores deben ser escalados de acuerdo a al análisis de similitud previo para establecer si representan materiales adecuados para la representación de la similitud dinámica del modelo.

CAPITULO 6

DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

Este capítulo se aborda y analizan los principales resultados obtenidos en los capítulos 4 y 5 tendientes a cumplir los objetivos propuestos para la investigación. Se aborda en dos puntos principales lo relativo al Modelamiento en 3D y a la utilización de materiales.

6.1 Comparación modelación 2D y 3D

En relación a la comparación entre la Modelación Física en 2D (Alvarez, 2010) (Orellana, 2011) y 3D la Tabla 65 resume los principales resultados. De estos es posible indicar lo siguiente:

1. El análisis sobre la productividad de la prueba a escala mina realizada en Salvador (análisis estadístico Diciembre de 2007 y Octubre 2008) muestra que la extracción global del sistema es de $7,9 \pm 4,7$ [t/ciclo], con un mínimo de 0,6 [t/ciclo] y un valor máximo de 41 [t/ciclo]. En la experiencia Exp 2. MC3D ($d_{80} = 1,35$ [m]), la productividad alcanzada es del orden de $4,7^{35}$ [t/ciclo] equivalente a 38,5 [g/ciclo] a escala laboratorio. En tanto para Exp 3 MC2D ($d_{80} = 1,25$ [m]), la productividad alcanzada es del orden de $4,5^{36}$ [t/ciclo] equivalente a 36,9 [g/ciclo] a escala laboratorio. Cabe recordar sin embargo que, la data industrial no considera los ciclos nulos. En ese sentido se observa que no existe una diferencia significativa entre los resultados de productividad entre los modelos 2D y 3D para caso base similar, no obstante la diferencia entre las distribuciones granulométricas empleadas.
2. En ambos tipos de experimentos, para una granulometría mono tamaño no se observan colgaduras durante el proceso de extracción. Para las distribuciones granulométricas base (al comparar Exp. 3 MC2D y Exp. 2 MC3D), si bien se generan más colgaduras en un diseño 3D (29% mayor en número), en términos de masa pasante entre ella (frecuencia de colgaduras), el modelo 2D presenta un mayor número de interferencias asociado a la formación de colgaduras en la parte superior de la batea, estructura que, no se presenta el modelo 3D.

Al incorporar en el modelo 2D la infraestructura de una zanja ($\beta = 75$ [°], Exp 8 MC2D) los resultados muestran un aumento incluso mayor en la frecuencia de las colgaduras.

³⁵ Valor escalado por $k_{\rho}k_l^3$

³⁶ Valor escalado por $k_{\rho}k_l^3$

Tabla 64: Comparación en términos de colgadas observadas durante experimentación modelos 2D (Alvarez, 2010) (Orellana, 2011) y 3D.

Experiencia	Nro. Colgadas [#]	Material extraído [kg]	Frecuencia colgadura [g/colg.]	Frecuencia colgadura [t/colg.]
Exp 3. MC2D	17	30,3	1.782,1	222,8
Exp 8. MC2D	26	31,6	1.214,8	151,9
Exp 2 MC3D	22	125	5.282	660,3

Esto último supone una desventaja para el modelo 2D al sobre-estimar el número de estos eventos en el sistema, pese a que por simplicidad operativa en laboratorio posee grandes ventajas. Cabe destacar que, durante la extracción del modelo 3D no se observaron colgadas tipo 4, a diferencia de la experimentación en 2D. Esto a consecuencia de la geometría de la zanja.

Finalmente, los resultados de colgadas en 2D se encuentran por debajo de los resultados esperados (400 [t/colg] Tabla 1) respecto de la prueba Industrial. No así la frecuencia observada en el Modelo 3D que incluso es más favorable.

Tabla 65: Comparación entre experimentos 2D (Alvarez, 2010; Orellana, 2011) y 3D.

Descripción	Unidad	Experimento 2D		Experimento 3D
		Granulometría Tipo Salvador (Exp.3)	Granulometría Tipo Salvador (Exp.8)	Granulometría Tipo Andina (Exp. 2)
Productividad	[g/ciclo]	36,9 (±44,4)	36,4 (±44,6)	38,6 (±33)
Colgadas	[g/colg.]	1.782,1	1.215	5.282
	[#]	17 (84% tipo 2)	26 (92% tipo 2*)	22 (64% tipo 3)
Esfuerzos en la base s/extracción	[Pa]	1.792±212	2.234±293	5.231 (horizontal) 8.360 (vertical)
	[Pa]	-	-	4.659 (horizontal) 8.474 (vertical)
Fuerzas de empuje del Equipo	[N]	57	57	91

- Los esfuerzos medidos durante la etapa de llenado son mayores para los experimentos 3D debido al efecto del radio hidráulico y la mayor cantidad de material que posee la columna. En ambos casos los esfuerzos durante el llenado tienen un comportamiento asintótico, transmitiendo sólo un porcentaje del peso de la columna a la base del modelo.

- Las fuerzas del mecanismo de empuje del dozer aplicadas para accionar el sistema dozer en el modelo 3D fueron mayores que en el modelo 2D.

6.2 Tasa de extracción

A partir de los resultados del plan experimental abordado en el Capítulo 4, se presenta un análisis de las variables de diseño respecto de la tasa de extracción. Se busca presentar un modelo de producción en función de las principales variables de diseño que afectan la productividad.

Para ello, se ha considerado:

- Establecer las funciones de densidad de probabilidad de cada set experimental.
- Comparar media y varianza respecto de los datos del experimento caso base, a fin de establecer si existe alguna diferencia estadísticamente significativa.
- Ajustar variables de diseño a modelo de regresión de múltiples variables
- Evaluar la robustez del modelo.

Para efectos del análisis, se evaluará los datos incorporando el factor de escala de $k_p k_l^3$ con $k_p = 1,03$ (respecto de la densidad aparente del mineral $\rho_a = 1,57 \left[\frac{t}{m^3} \right]$) establecido en el Capítulo 5. Se considera la densidad del mineral como la densidad del prototipo ρ_p para éstos efectos. Luego, quedan definidas las tasas de extracción como sigue:

Tabla 66: Tasa de extracción escaladas Modelo 3D de acuerdo a factor de escala $k_p k_l^3$

Descripción		Real [g/ciclo]	Escalado [t/ciclo]
Exp 2	G1,B1	38,5 ± 32,7	4,7 ± 4,0
Exp 3	G1,B1,Z	15,0 ± 15,4	1,8 ± 1,9
Exp 4	G1,B1,V	63,9 ± 46,7	7,8 ± 5,7
Exp 5	G2,B1	58,6 ± 23,3	7,1 ± 2,8
Exp 6	G1,B2	32,0 ± 29,4	3,9 ± 3,6
Exp 7	G2,B2	59,2 ± 22,5	7,2 ± 2,7
Exp 8	G1,B1,A	35,4 ± 32,1	4,3 ± 3,9
Exp 9	G1, B1, D2	37,6 ± 31,7	4,6 ± 3,8
Exp 10	G1, B1, D3, DZ	50,1 ± 34,0	6,1 ± 4,1
Exp 11	G1, B1, D4, DZ	32,7 ± 23,5	4,0 ± 3,8

6.2.1 Funciones de distribución de probabilidad

A partir del conjunto de datos registrados, se presentan las funciones que describen estadísticamente, la distribución de las productividades observadas para cada una de las variables del set experimental.

Para el set denominado caso base, se caracteriza la productividad como una distribución tipo beta de parámetros $\alpha = 0,95$ y $\beta = 4,41$ con factor de escala igual a 26,24 tal como se aprecia en el siguiente gráfico.

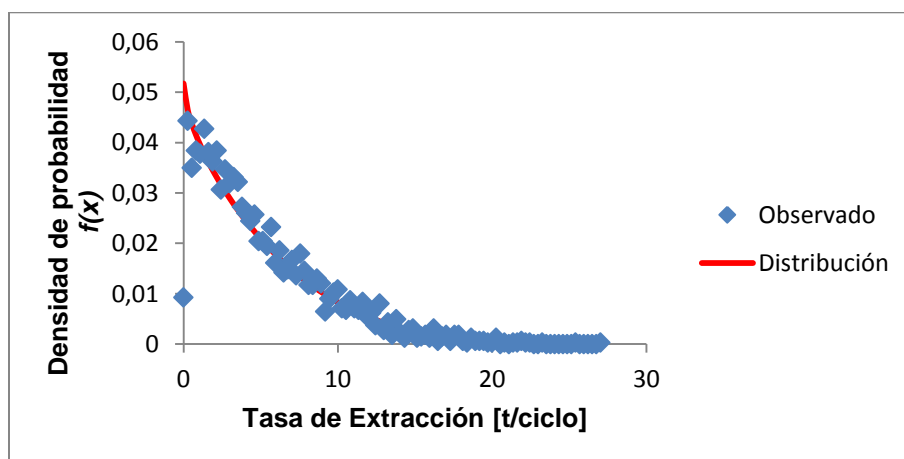


Gráfico 26: Función de distribución de la tasa de extracción Exp. 2 (Caso Base).

Para el resto del set experimental, se presentan las funciones de densidad de probabilidad obteniéndose distribuciones tipo beta y exponencial.

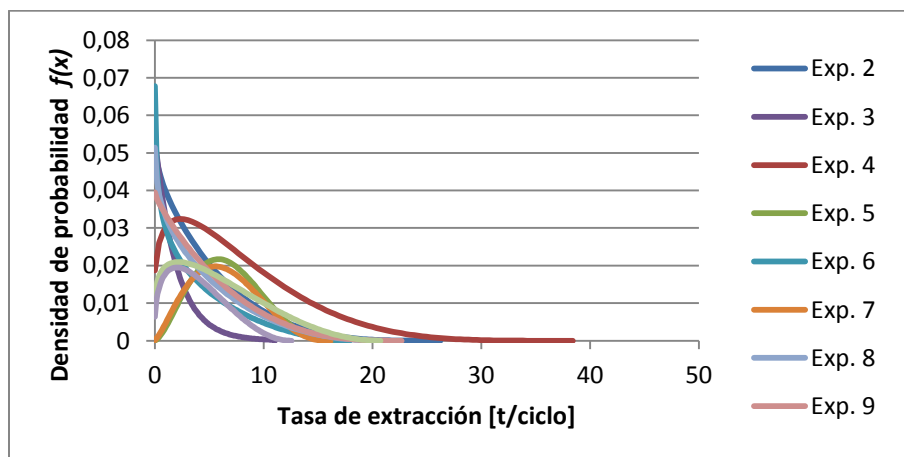


Gráfico 27: Funciones de densidad de probabilidad de la tasa de extracción del set experimental

A partir de ellas, se observan diferencias en el tipo de distribución, mostrando unas diferencias en la estimación de la variable aleatoria [t/ciclo] de acuerdo a cada set experimental.

Tabla 67: Parámetros funciones de densidad de probabilidad

Descripción		Función	Parámetros
Exp 2	G1,B1	Beta	$\alpha = 0,95; \beta = 4,41; Escala = 26,24$
Exp 3	G1,B1,Z	Exponencial	$\lambda = 5,58; Escala = 11,03$
Exp 4	G1,B1,V	Beta	$\alpha = 1,29; \beta = 5,12; Escala = 38,43$
Exp 5	G2,B1	Beta	$\alpha = 2,78; \beta = 4,44; Escala = 17,36$
Exp 6	G1,B2	Beta	$\alpha = 0,76; \beta = 2,69; Escala = 17,91$
Exp 7	G2,B2	Beta	$\alpha = 2,45; \beta = 3,70; Escala = 16,15$
Exp 8	G1,B1,A	Beta	$\alpha = 0,88; \beta = 3,32; Escala = 21,41$
Exp 9	G1, B1, D2	Beta	$\alpha = 0,99; \beta = 3,80; Escala = 22,69$
Exp 10	G1, B1, D3, DZ	Beta	$\alpha = 1,25; \beta = 3,01; Escala = 20,75$
Exp 11	G1, B1, D4, DZ	Beta	$\alpha = 1,40; \beta = 3,03; Escala = 12,58$

A partir de estas, y considerando los diseños específicos abordadas, es posible generar modelos de productividad en base a la descarga instantánea del equipo dozer. Cabe aclarar que estas funciones sólo representan la descarga desde el punto de extracción y no, la interacción dozer – panzer. El ajuste para estas funciones, fue corroborado a través del test Kolmogorov-Smirnov. El detalle puede ser visto en el Anexo F.

6.2.2 Diferencia estadística respecto del caso base

A partir del análisis anterior y la data disponible, se busca establecer la existencia de diferencia estadística significativa entre las poblaciones de datos medidos. Se observa en el siguiente gráfico la dispersión y la media de los datos por set experimental. A partir de él, visualmente se espera que los experimentos 3 y 4 presenten la mayor diferencia tanto en la dispersión como en media de los datos de extracción respecto del caso base. En los experimentos 5 y 7, no se observan ciclos nulos a diferencia del resto del set experimental.

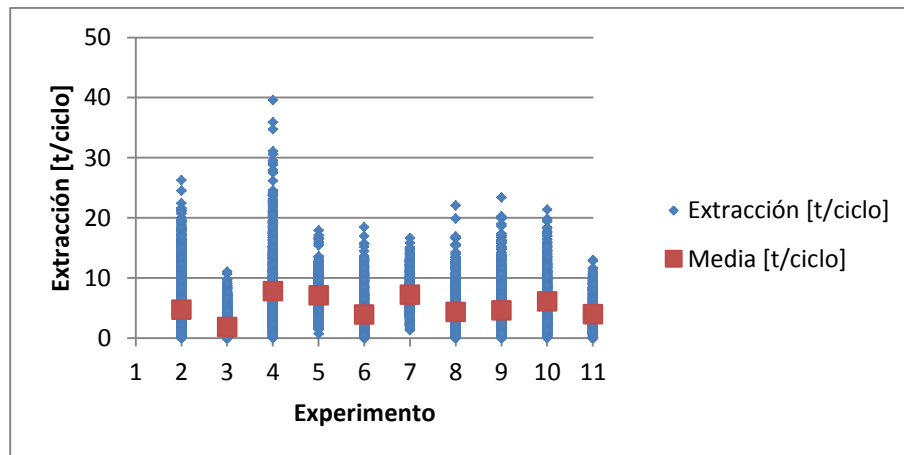


Gráfico 28: Datos set experimental

Así también, aunque puedan existir diferencias significativas entre las distribuciones, se observa una alta dispersión en todos los set experimentales y para rangos de extracción similares, lo cual puede dificultar la representatividad de cualquier modelo.

Se realiza el test de Student para testear la significancia de la diferencia entre las medias experimentales y el test de Fisher para comparar las varianzas experimentales. Se compara la data de las productividades [t/ciclo] del caso base con el resto de los resultados del set experimental a fin de establecer si existe alguna diferencia significativa en la distribución de los datos como consecuencia de las variables de diseño. Adicionalmente, se compara los Exp. 5 y Exp. 7, donde se compara a igual distribución granulométrica, el efecto del diseño del ángulo de la batea. Se presenta la siguiente tabla resumen.

Tabla 68: Cuadro resumen de la diferencia estadística en la productividad respecto de las variables de diseño.

Descripción	Caso Base		Exp. 5 G2 B1		
	¿Diferencia significativa?		¿Diferencia significativa?		
	Varianza	Media	Varianza	Media	
Exp 3	G1,B1,Z	Si	Si	-	-
Exp 4	G1,B1,V	No	Si	-	-
Exp 5	G2,B1	Si	Si	-	-
Exp 6	G1,B2	No	No	-	-
Exp 7	G2,B2	Si	Si	No	No
Exp 8	G1,B1,A	Si	No	-	-
Exp 9	G1, B1, D2	No	No	-	-
Exp 10	G1, B1, D3, DZ	No	Si	-	-
Exp 11	G1, B1, D4, DZ	Si	Si	-	-

A partir de esto, se concluye que a nivel de medias productivas, no existe diferencia significativa en el caso de incorporar la infraestructura Apex (de acuerdo a diseño), ni en el caso del dozer de punta triangular. Adicionalmente se concluye que, dado los resultados distintos para las dos granulometrías evaluadas, no existe una diferencia significativa al modificar el ángulo de la batea (58 [°] a 53 [°]).

El detalle de los test puede ser visto en el Anexo F.

6.2.3 Modelo de Productividad

Durante la presente investigación se ha observado la variación de la productividad en función de las diversas variables de diseño de la infraestructura minera, así también, de las distribuciones granulométricas utilizadas. Luego, debe existir alguna relación para éste modelo $f\left[\frac{t}{ciclo}\right] = f(\text{infraestructura}, \text{granulometría})$, tal que sea posible representar el tonelaje extraído por ciclo en función de estas variables.

A partir del análisis previo, existe una diferencia estadísticamente significativa en las medias respecto de la granulometría, la sección de la galería de producción, el ancho y largo del dozer, y la distancia entre el punto de vaciado y el punto de extracción. No obstante, se observa una alta dispersión en todos los set experimentales y rangos de extracción similares.

Sin embargo, teóricamente debiese existir alguna relación que represente, en función de los parámetros anteriores, la productividad del sistema. Luego, se presenta preliminarmente la siguiente función de ajuste lineal de varias variables.

$$T_c \left[\frac{\text{ton}}{\text{ciclo}} \right] = a * d_{80}[m] + b * \phi_g[m^2] + c * L [m] + d * A_d[m] + e * L_d[m] + f$$

Ecuación 32: Modelo de regresión lineal multivariable teórico para la Minería Continua

Donde

d_{80} : tamaño característico [m]

ϕ_g : sección galería [m²]

L : distancia galería y punto de vaciado [m]

A_d : Ancho dozer [m]

L_d : Largo dozer [m]

Se presenta un modelo lineal de varias variables³⁷, el cual permite describir y resumir el conjunto de datos medidos y sus relaciones observadas a partir del plan experimental desarrollado en esta investigación.

$$T_c \left[\frac{t}{\text{ciclo}} \right] = -3,95 * d_{80} + 0,70 * \phi_g[m^2] - 3,39 * L [m] + 3,18 * A_d[m] + 4,36 * L_d[m] - 14,9$$

Ecuación 33: Modelo de regresión lineal multivariable a partir de plan experimental

Tabla 69: Estadísticas de la regresión para el Modelo 1

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de correlación múltiple	0,477
Coefficiente de determinación R²	0,227
R² ajustado	0,226
Error típico	3,866
Observaciones	3000

³⁷ El modelo ha sido construido en base a muestras de 500 datos para cada población representada por la variación de una variable de diseño. Para el caso de poblaciones con más de 500 datos, se tomó una muestra representativa de ellos testada de acuerdo a T de student para las medias y al test de Fisher para las varianzas. Este detalle puede ser visto en el Anexo F.

El análisis de estos datos, representado en la estadística anterior y el gráfico a continuación, muestra que existe una alta dispersión asociada a la representación de las variables medidas (en laboratorio) respecto de las estimadas a través del modelo anterior.

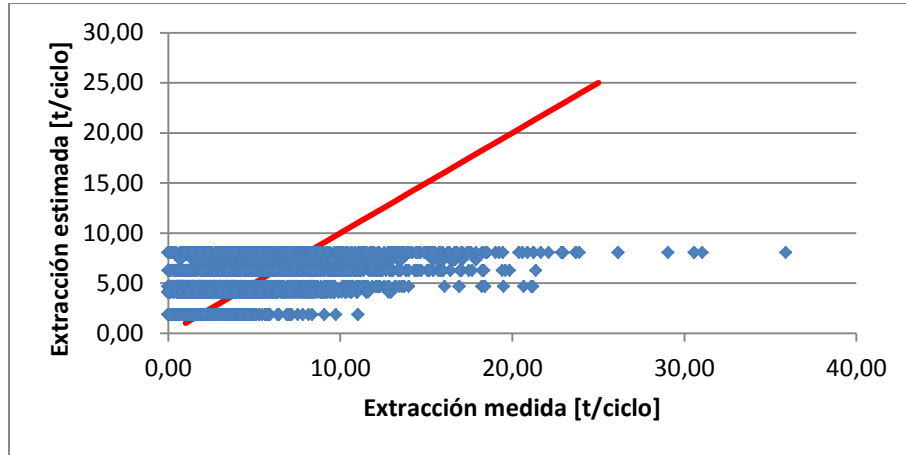


Gráfico 29: Relación extracción medida versus estimada por modelo 1

En consecuencia, se concluye que a partir de este modelo no es posible representar la extracción por ciclo a partir de los datos anteriores. Cabe señalar, que no se ha explorado otros modelos de tipo probabilístico o no lineales lo cual queda como trabajo futuro. No obstante se espera el mismo efecto dada la dispersión de los datos.

En virtud de lo anterior, se presenta un modelo simplificado a partir de las variables de diseño anteriores y las medias de extracción por set experimental. Esta simplificación del modelo, pasa por alto el error estadístico proveniente de la alta dispersión y rangos similares de los datos observados en el set experimental, siendo en consecuencia, no robusta ni necesariamente representativa. Sin embargo, se propone a modo de estimación preliminar.

$$T_c \left[\frac{t}{\text{ciclo}} \right] = -1,14 * d_{80} + 0,84 * \phi_g [m^2] - 2,31 * L [m] + 1,77 * A_d [m] + 2,46 * L_d [m] - 13,18$$

Ecuación 34: Modelo de regresión lineal multivariable para las medias a partir de los resultados de (Alvarez, 2010), (Orellana, 2011) y esta investigación

Tabla 70: Estadísticas de la regresión para el Modelo lineal multivariable para las medias

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de correlación múltiple	0,905
Coefficiente de determinación R²	0,819
R² ajustado	0,669
Error típico	1,019
Observaciones	12

El modelo incluye adicionalmente las medias estimadas de los experimentos 3, 4, 9, 10 y 11 desarrollados por Álvarez y Orellana (2010) y el experimento del modelo 2D con grava desarrollado en el Capítulo 5.

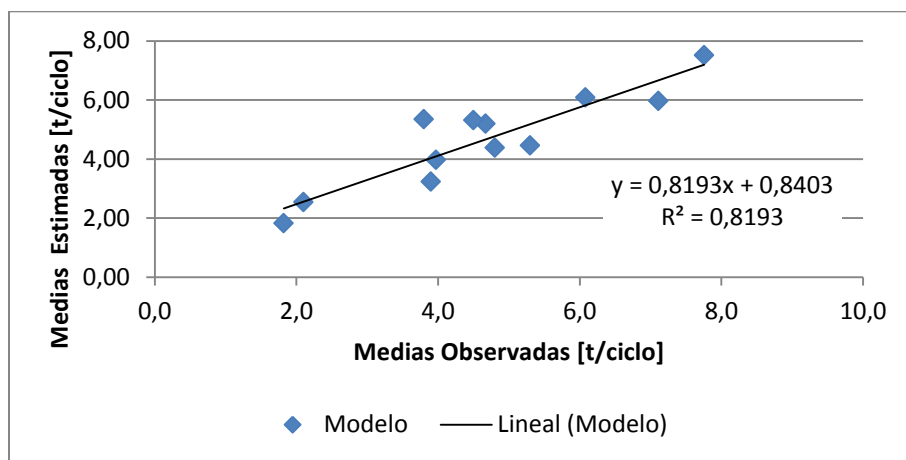


Gráfico 30: Relación extracción medida versus estimada por modelo 1

La evaluación de estas variables se encuentre remitida entre los valores de evaluación del modelo, los cuales se presentan a continuación.

Tabla 71: Intervalo de interpolación modelo líneas multivariable para las medias de extracción

Variable de Diseño	Intervalo de Interpolación	
Tamaño característico d_{80}	2	0,68
Sección galería ϕ_g	16	12
Distancia punto de extracción y punto de vaciado L	4,3	2,1
Ancho dozer A_d	2,35	1,85
Largo dozer L_d	4,2	3,7

El detalle de la regresión puede ser vista en el Anexo F.

6.2.4 Aplicación modelo de productividad a Minería Continua División Andina

En función del modelo anterior propuesto para la estimación de las medias productivas, se presenta a continuación una estimación de la media productiva para el caso de la División Andina.

Las malla de extracción tiene dimensiones de 13x25 [m x m] y un área de influencia por punto de 195 [m²]. La galería es de 4x4 [mxm] y la distancia entre el punto de extracción y el vaciado al equipo panzer es de 2,5 [m]. Finalmente las dimensiones del dozer son 1,85 [m] de ancho y 4,2 [m] de largo.

Tabla 72: Parámetros de diseño Prueba Minería Continua División Andina

Variable de Diseño	Parámetros MC DAND
Tamaño característico d_{80}	1,5
Sección galería ϕ_g	16
Distancia punto de extracción y punto de vaciado L	2,5
Ancho dozer A_d	2,1
Largo dozer L_d	5

Utilizando la estimación proporcionada por el modelo (Ecuación 34) se obtiene que, la tasa de extracción por ciclo por equipo dozer es igual a $T_c = 6,85 \left[\frac{t}{ciclo} \right]$. Con esta estimación se procederá a estimar la velocidad de extracción del sistema $[t/m^2/d]$, considerando 31 puntos de extracción.

Bajo el supuesto de que cada ciclo toma 2 [min], se calcula la producción por equipo dozer.

$$\frac{\text{Producción} \left[\frac{t}{h} \right]}{\text{dozer}} = 6,85 [t/ciclo] * \frac{60 \left[\frac{min}{h} \right]}{2 \left[\frac{min}{ciclo} \right]} = 205,5 \left[\frac{t}{h} \right]$$

Siguiendo, se considerará un 50% de la disponibilidad del sistema, es decir 12 [h] de operación efectiva. El resto del tiempo es dedicado a los procesos de reducción secundaria, mantención y reparación, tiempo en que los piques se encuentran llenos y cualquier otra interferencia.

Como la configuración actual, no es posible la producción simultánea de todos los puntos de extracción, ya que se ha considerado que pares de dozer utilicen bombas hidráulicas comunes. Luego en una calle sólo se podrá utilizar 4 equipos durante un turno de operación y en consecuencia sólo 6 [h] de operación efectiva por equipo.

$$\frac{\text{Producción} \left[\frac{t}{d} \right]}{\text{dozer}} = 205,5 \left[\frac{t}{h} \right] * 6 \left[\frac{h}{d} \right] = 1233,0 \left[\frac{t}{d} \right]$$

Considerando una calle completa, es decir 8 dozer, se tiene finalmente que la producción de una calle es:

$$\frac{\text{Producción} \left[\frac{t}{d} \right]}{\text{calle}} = 1233 \left[\frac{t}{d} \right] * 8 \left[\frac{\text{dozer}}{\text{calle}} \right] = 9864,0 \left[\frac{t}{\text{calle}} \right]$$

Se calcula el área en régimen y para el área activa del módulo

$$\text{Area activa calle} = 195 [m^2] * 8 = 1560 [m^2]$$

$$\text{Area activa módulo} = 195 [m^2] * 31 = 6045 [m^2]$$

Finalmente, se obtienen las velocidades de extracción para el área en régimen y para el área activa completa

$$\text{Velocidad de extracción calle} = \frac{9864 \left[\frac{t}{d} \right]}{1560 [m^2]} = 6,32 \left[\frac{t}{m^2} \right]$$

$$\text{Velocidad media de extracción módulo} = \frac{9864 \left[\frac{t}{d} \right]}{6045 [m^2]} = 1,63 \left[\frac{t}{m^2} \right]$$

6.3 Colgadas

Respecto de la formación de estas, Johanson (1971) señala que la resistencia de una partícula o del material granular determinará si el flujo se detiene producto de la formación de colgadas. Relacionando ambos resultados de los materiales en estudio se presenta la siguiente tendencia:

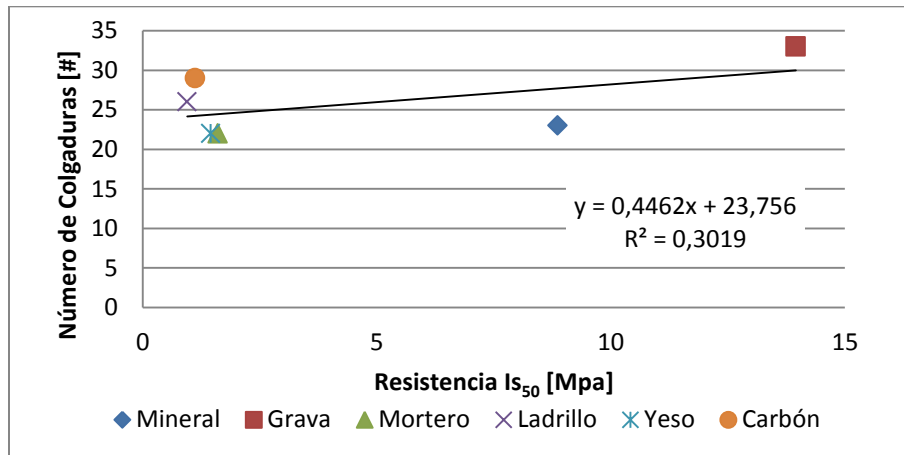


Gráfico 31: Resistencia material I_{s50} y número de colgadas

De la cual se desprende que la formación de colgadas esta sujeta al menos a la tendencia planteada anteriormente, respecto del efecto de la resistencia de los materiales sobre la formación de colgadas. En general se observa que, a mayor resistencia (UCS o I_{s50}), mayor es el número de colgadas en un intervalo de tiempo. En consecuencia es razonable considerar que materiales utilizados en modelación física de alta resistencia pudiesen sobre representar el número de colgadas.

Un segundo análisis se relaciona con las variables que influyen sobre la formación de colgadas. Estas, son consecuencia tanto del diseño o infraestructura minera (sección galería) y variables ambientales como la granulometría, la resistencia de la roca, ángulo

de fricción y la condición de esfuerzos del sistema. En este caso particular se ha considerado que los materiales evaluados presenten igual distribución granulométrica (Gráfico 18) sobre idéntica infraestructura minera. Además se ha determinado que no existe mayor diferencia entre los ángulos de fricción medidos.

Como se ha explicado, dada la naturaleza de la formación de la colgadura, esta debe depender luego, de la resistencia de los fragmentos, pero relativa al peso o esfuerzo vertical que lo afecta considerando que los materiales evaluados presentan distintas densidades.

Se sugiere en consecuencia evaluar este efecto mediante el cociente adimensional resultante entre resistencia de las partículas I_{s50} (Tabla 59) y el esfuerzo vertical medido en el modelo $\sigma_v (h = 1[m])$. (Tabla 60). En el Gráfico 32, se relaciona el número de colgaduras totales respecto del cociente adimensional señalado anteriormente donde se observa, que se mantiene la tendencia de la formación de colgaduras de materiales más resistentes.

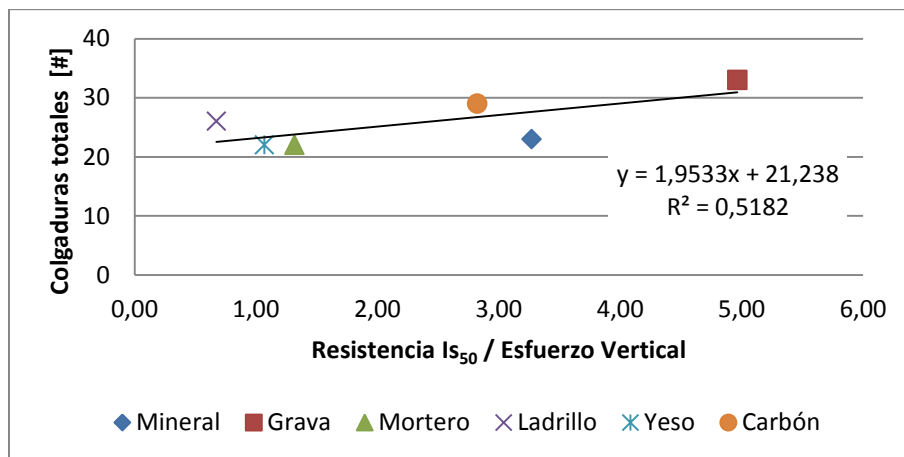


Gráfico 32: Colgaduras v/s Resistencia (I_{s50})/Esfuerzo Vertical [adim]

Para efectuar una comparación entre los distintos materiales y sus resultados, se considera el número de fragmentos involucrados en una determinada masa m_t .

$$\#fragmentos = \frac{m_t}{\frac{\pi}{6} * d_{50}^3 * \rho_a}$$

Ecuación 35: Número de fragmentos

Se define el número de fragmentos de acuerdo a la ecuación anterior, donde d_{50} corresponde al tamaño característico de la distribución granulométrica y ρ_a la densidad aparente.

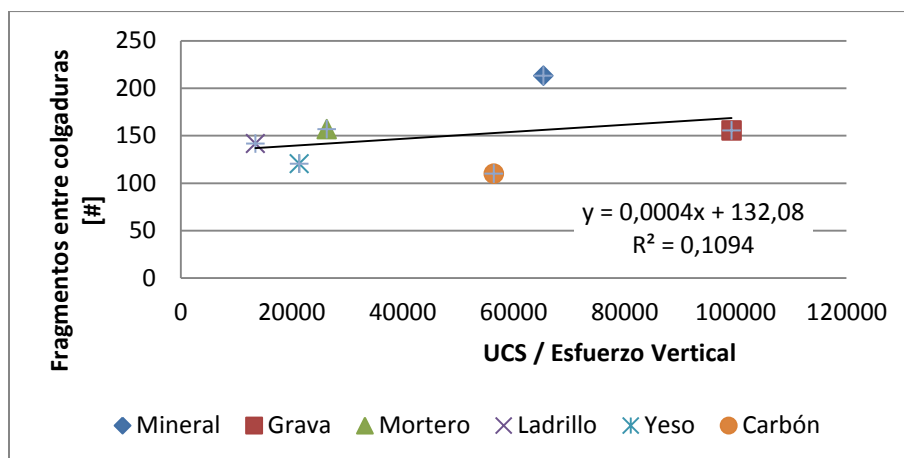
Tabla 73: Factor de Similitud para la densidad

Material	Mineral	Grava	Mortero	Ladrillo	Yeso	Carbón
Densidad Aparente [t/m ³]	1,57	1,61	0,92	1,02	0,97	0,42
k_ρ	1,00	1,03	0,59	0,65	0,62	0,27

En términos de índice de colgaduras, a partir del análisis comparado del modelo 3D, se sabe que las colgaduras en el modelo 2D son sobre-estimadas respecto de este, en un factor entre a 3 a 4 veces (Tabla 64). En efecto, los resultados de colgaduras en 2D se encuentran por debajo de los resultados esperados (400 [t/colg] Tabla 1) respecto de la prueba Industrial, tal como se indicó anteriormente.

Tabla 74: Índice de colgaduras comparada en términos escalados de número de fragmentos

Material	Frecuencia Colgaduras [gr/colg]	Fragmentos entre colgaduras [# frag./colg.]	Frecuencia Colgaduras [t/colg] ³⁸
Mineral	1037,7	212,9	129,7
Grava	776,6	155,4	94,2
Mortero	447,2	156,6	94,7
Ladrillo	448,1	141,5	86,2
Yeso	361,9	120,1	73,0
Carbón	143	109,7	66,2

Gráfico 33: Fragmentos entre colgaduras v/s Resistencia (I_{s50})/Esfuerzo Vertical [adim]

Eliminadas las colgaduras tipo IV de la data en el Gráfico 34, las que no se observaron en el Modelo 3D, se observa igual tendencia descrita anteriormente.

³⁸ Valor escalado de acuerdo a Análisis de Similitud (Tabla 8), Capítulo 3.

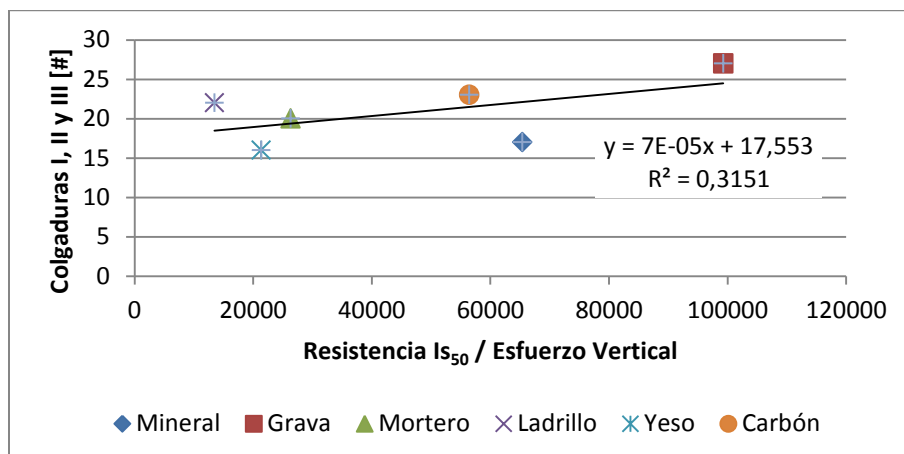


Gráfico 34: Colgaduras I, II y III v/s Resistencia (I_{50})/Esfuerzo Vertical [adim]

Cabe hacer notar que, los cocientes adimensionales obtenidos en este análisis, se encuentra fuera de rango de la observación habitual en minas de caving. En efecto, para el caso de la Mina El Teniente, y la relación UCS/ Esfuerzo Principal está en el orden de 2,6 - 4 (Esfuerzo entre 40 – 50 [Mpa] y Resistencia entre 130 – 160 [Mpa]).³⁹

No obstante la relación de esfuerzo y resistencia de la roca se encuentra fuera de rango tanto en el modelo 2D como 3D (Resistencia/Esfuerzo = 0,0084 para Exp.2 MC3D), se obtienen valores de frecuencia de colgaduras (entre 100 – 660 [t/colg]) del orden de acuerdo a los valores esperados para la configuración granulometría – infraestructura minera a escala industrial. En consecuencia y dado el análisis previo, el efecto la resistencia de los fragmentos, la infraestructura minera y la distribución granulométrica predomina por sobre el efecto de la carga vertical observada.

Finalmente de los resultados del factor de forma de los materiales evaluados, la grava, pese a ser el material mas redondeado, presente el mayor número de colgaduras durante el flujo. Es probable que este efecto se vea disminuido en función del efecto de la resistencia del material sobre la formación de colgaduras.

6.4 Análisis Dinámico Sistema

Por análisis dinámico y simplificando el esquema de fuerzas, se estima la fuerza F_d definida como la fuerza requerida por el equipo dozer:

³⁹ Datos obtenidos en terreno.

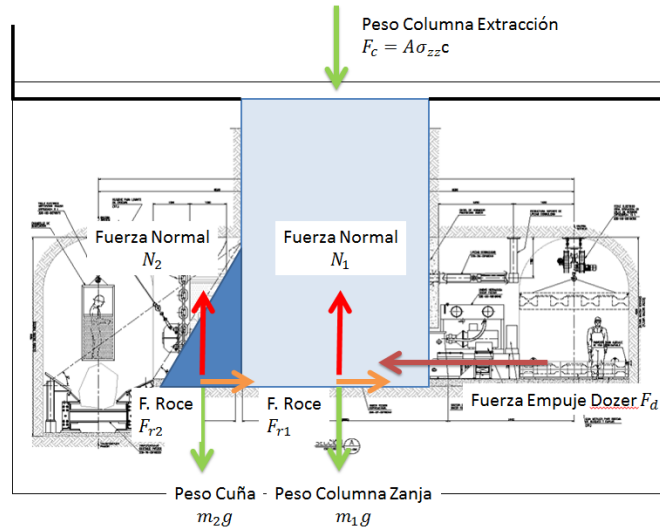


Figura 41: Esquema de fuerzas simplificado modelo Minería continua

A partir del esquema anterior se tiene:

$$Fr_1 + Fr_2 - F_d = M * a$$

Ecuación 36: Diagrama de fuerzas, eje x

Si el sistema está en reposo, luego $a = 0$,

$$Fr_1 + Fr_2 = F_d$$

Ecuación 37: Diagrama de fuerzas en reposo, eje x.

Por otro lado, se definen las fuerzas de roce como:

$$Fr_1 = \mu_1 * (N_1 + F_c)$$

$$Fr_2 = \mu_2 * N_2$$

Ecuación 38: Fuerzas de roce sistema

En este caso corresponden al contacto del material con el piso de la galería, luego $\mu = \mu_2 = \mu_1$. En la vertical, el sistema se encuentra en reposo, luego

$$-(m_1g + m_2g) + N_1 + N_2 - F_c = 0$$

Ecuación 39: Diagrama de fuerzas en reposo, eje y.

Las masas de los cuerpos definidos están dadas por:

$$m_1 = a * b * h * \rho$$

$$m_2 = a * c * d * \rho$$

Ecuación 40: Masa de los cuerpos (1) y (2).

Donde

a : ancho galería [m] c : distancia calle vicera [m]; d : altura galería [m] ;
 b : ancho zanja [m]; h : altura piso galería techo zanja [m];
 ρ : densidad material $\left[\frac{t}{m^3} \right]$

Por geometría,

$$c = \frac{d}{\tan(\phi)}$$

Donde ϕ : ángulo reposo de material en el punto de extracción.

Para este caso en particular, la galería tiene dimensiones iguales para su ancho y alto ($d = a$). Finalmente:

$$m_2 = \frac{a^3}{\tan(\phi)}$$

Ecuación 41: Masa de los cuerpos (1) y (2).

Luego, se tiene que $F_d = Fr_1 + Fr_2 = \mu * (N_1 + N_2) + \mu * F_c$

Con

$$N_2 = m_2 g \qquad N_1 = m_1 g$$

Ecuación 42: Fuerzas normales

Finalmente

$$F_d = \mu g * (m_2 + m_1) + \mu A * \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

Ecuación 43: Fuerza de empuje equipo dozer feeder en equilibrio

La condición de inestabilidad estará dada entonces por:

$$F_d > \mu g * (m_2 + m_1) + \mu A * \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

Ecuación 44: Fuerza de empuje equipo dozer feeder mínima para romper reposo

Donde A corresponde a la sección transversal de la zanja y considerando el estado activo de los esfuerzos de acuerdo al análisis de Janssen – Walker previamente señalado.

6.4.1 Evaluación Análisis Dinámico

Considerando las dimensiones del modelo y los distintos materiales, se evalúa la expresión anterior (Ecuación 43) obtenida para la fuerza F_d . Se considera para la evaluación el valor a una altura de 100 [cm] estimado de acuerdo al método por Janssen. Se obtienen los resultados relativos a la fuerza requerida por el dozer de acuerdo al análisis anterior.

Tabla 75: Dimensiones modelo 2D

Input Modelo 2D	Notación	Valor	Unidad
Ancho	D	0,08	m
Largo	L	0,354	m
Radio hidráulico	R_h	0,131	m
Aceleración de gravedad	g	9,81	m/s^2
Altura Columna	h_c	1	m
Punto de extracción			
Ancho punto	a	0,08	m
Alto punto	d	0,08	m
Ancho zanja	b	0,094	m
Altura zanja	h	0,22	m

Tabla 76: Parámetros de entrada estimación teórica Fuerza Empuje dozer modelo 2D

Material	Unidad		Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
Angulo de fricción Grava	φ	°	33,4	28,9	28,7	31,2	29,6	30,6
Angulo de fricción Pared	φ_w	°	19,5	19,7	19,9	21,8	21,4	20,1
w	w	-	0,61	0,70	0,71	0,72	0,74	0,68
Fricción (tan φ_w)	μ_w	-	0,35	0,36	0,36	0,40	0,39	0,37
Constante Janssen (activo)	K_a	-	0,31	0,37	0,38	0,35	0,37	0,35
Densidad Especifica		t/m^3	2,71	2,69	2,68	2,84	0,83	2,59
Densidad Aparente		t/m^3	1,57	1,61	0,92	1,02	0,42	0,97
Masa 1	m_1	g	2597,4	2663,6	1522,0	1687,5	694,8	1604,8
Masa 2 (cuña)	m_2	g	19,0	23,3	13,4	13,5	5,9	13,1
Carga Vertical (Janssen)	σ_{zz}	kN/m^2	4,47	4,58	2,62	2,90	1,19	2,76
Peso columna (Janssen)	F_c	N	33,6	34,4	19,7	21,8	9,0	20,8

Con los datos anteriores, se obtiene la estimación teórica para la fuerza de empuje requerida a partir de la Ecuación 45. Se observa que este valor, es superado para todos los casos por el medido experimentalmente. En efecto, la relación entre el resultado experimental y el valor teórico deducido es del orden de 3 veces para la grava y mineral. La relación más cercana la presenta las mediciones durante la experimentación con los materiales yeso y mortero.

Tabla 77: Fuerza Empuje dozer Teórico v/s Experimental Modelo 2D

Notación	Fuerza Empuje Dozer						
	Unidad	Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
Experimental F_{dme}	N	67,9	67,9	45,2	33,9	28,3	33,9
Teórico (Janssen) F_{dm}	N	21,0	21,8	12,6	15,4	6,2	13,4
Relación Experimental/Teorico		3,2	3,1	3,6	2,2	4,6	2,5

Escalando la geometría y las fuerzas experimentales medidas en laboratorio (F_{dme}) se obtienen los valores para la fuerza de empuje para el prototipo (F_{dpe}). Recordar que, para obtener el valor de F_{dpe} , el análisis de similitud descrito en el Capítulo 3, establece que el factor de escalamiento para la fuerza, relacionada a la presión de los cilindros, está definida como $k_{\rho}k_l^3$.

Tabla 78: Fuerza Empuje dozer experimental medida y escalada v/s prueba industrial Salvador

Fuerza Empuje Dozer	Notación	Unidad	Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
Experimental Escalado	F_{dpe}	kN	8.482,3	8.008,1	8.426,9	6.645,9	12.790,8	7.007,1
Prueba Industrial	F_{di}	kN			2.224,7 ± 661,9			

Respecto de los valores obtenidos en la Tabla 78, se aprecia que de los materiales utilizados ninguno de ellos alcanza un valor cercano a la fuerza del equipo Dozer medida en la prueba Industrial. El yeso, que alcanza el valor mas bajo, presenta una diferencia de 298,7%. El carbón pese a ser el material mas liviano, una vez escalado, presenta el valor más alto. El mineral, grava o ladrillo requieren valores similares no presentando mayores diferencias.

En conclusión, se puede indicar que no es imposible estimar la fuerza de empuje del dozer mediante la experimentación de laboratorio con el uso de los materiales considerados en esta investigación.

No obstante, ha permitido establecer factores de ajuste que relacionan la fuerza de empuje promedio medida en el prototipo relativo a la medida en laboratorio que pueden aplicarse para la evaluación posterior del sistema. Estas se presentan a continuación:

Tabla 79: Factores de ajuste fuerza experimental con respecto a fuerza prototipo

	Mineral	Grava	Ladrillo	Yeso	Carbón	Mortero
Factor de ajuste	3,8	3,6	3,8	3,0	5,8	3,2

Finalmente, y observando la estimación teórica de la Tabla 78 , se observan factores similares a los de la tabla anterior por lo que se puede indicar que la estimación teórica (Janssen) es adecuada para la estimación de la fuerza de empuje media del prototipo.

CAPITULO 7

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Un estudio experimental sobre las variables de diseño que afectan las condiciones operacionales del sistema de Minería Continua para minería de Block Panel Caving fue realizado a partir del modelamiento físico de un punto de extracción. A través de la metodología de análisis dimensional fueron llevados a cabo dos set experimentales destinados, uno de ellos a la evaluación del módulo de prueba de la Mina Andina de Codelco, mientras que el segundo a la evaluación de materiales equivalentes destinados a establecer condiciones de similitud dinámica del modelamiento.

7.1 Antecedentes

Una revisión de la bibliografía presente fue llevada a cabo con el objetivo de explorar en torno al desarrollo del modelamiento físico para minería de caving, la metodología de análisis dimensional y el efecto de las propiedades de los materiales en el flujo granular a fin de llevar a cabo, los objetivos buscados en esta investigación.

Como se ha señalado, la Tecnología de Minería continua representa un gran desafío para la industria por cuanto supone la modificación del concepto de minería de caving actual requiriendo la validación y la creación del conocimiento que sustenta su operación, bajo distintas condiciones de diseños y morfología de la roca

Se ha visto en esta investigación, que cambios en el sistema de materiales suponen años de trabajo en torno la validación y posterior puesta marcha. Un primer cambio fue gatillado por las condiciones de la roca pasando de macizos de baja a alta resistencia modificando las condiciones operacionales. Este cambio indujo la modificación del sistema de parrillas pasando al mecanismo actual basado en equipos tipo LHD.

El desarrollo de la tecnología de Minería Continua constituye hoy un quiebre tecnológico en el diseño y operación de minas subterráneas de block panel caving respondiendo a la demanda por elevar las tasas de producción y aumentar la automatización del sistema minero.

7.2 Conclusiones

En la experiencia anterior (Alvarez, 2010) (Orellana, 2011), si bien se logró simular en un modelo 2D adecuadamente la cinemática del sistema, solo parcialmente se obtuvieron resultados para la dinámica del sistema dozer. Esto, en virtud del escalamiento de las fuerzas (o presiones) requeridas en la mina y que son llevadas a escala laboratorio.

Una de las recomendaciones de la experiencia desarrollada en la Fase I del Proyecto, destinada a mejorar los resultados del modelamiento, fue el escalamiento del sistema a

un modelo 3D tal que la representatividad geométrica sea concordante con la geometría Mina.

Un modelo 3D resulta más adecuado en la evaluación de cualquier modelación física pues es capaz de representar de mejor manera la geometría involucrada. Sin perjuicio de ello, modelos 2D resultan menos complejos a la hora de la operación y requieren menor inversión, por lo cual debieran utilizarse en la evaluación preliminar cuando se tiene poca información del funcionamiento del fenómeno en estudio.

Finalizado el set experimental, comparando con el caso 2D (4,5 [t/ciclo]), la masa extraída por ciclo en esta experiencia prácticamente iguales (4,7 [t/ciclo] para el caso base de la modelación 3D). Sin embargo, comparado con la data industrial, difieren en un 64,5% respecto de la productividad medida en la prueba Salvador, la cual es igual a 7,9 [t/ciclo].

Como ya se ha señalado, la data de la prueba Industrial no considera ciclos nulos afectando en el cálculo de la extracción instantánea media. Por otro lado, se ha visto que la granulometría utilizada en el modelo 3D ejerce un impacto sobre la productividad, al igual que la infraestructura presente distinta la cual ha sido considerada en función de la prueba Andina.

En conclusión, los datos del set experimental son un aporte importante en el establecimiento de las distribución de los datos reales de funcionamiento del equipo dozer, por cuanto la data industrial hasta ahora se encuentra sesgada, al no contar con productividades nulas propias del funcionamiento del equipo. Se entrega en el Capítulo 6, los parámetros de las distribuciones que permiten describir la probabilidad de extracción [t/ciclo] en función de las distintas variables de la infraestructura minera considerados.

La aplicación de éstas se circunscribe a su utilización modelos numéricos que representen la extracción de un módulo o mina que considere la aplicación del sistema de Minería Continua en el futuro pudiendo evaluar, rendimientos diarios, velocidades de extracción y otros índices productivos. Cabe recordar que en esta investigación no se ha estudiado la descarga sobre el equipo transportado continuo, el cuál posee restricciones propias de funcionamiento que pudiesen afectar el rendimiento dozer – panzer.

A partir de estos datos y de a experiencia anterior desarrollada por Alvarez y Orellana M., (2010), se propone un modelo lineal multivariable, con declaradas restricciones estadísticas, con el objetivo de interpolar la extracción instantánea media [t/ciclo] para un equipo dozer.

$$T_c \left[\frac{t}{ciclo} \right] = -1,14 * d_{80} + 0,84 * \phi_g [m^2] - 2,31 * L [m] + 1,77 * A_d [m] + 4,22 * L_d [m] - 26,1$$

Se presenta a continuación el intervalo de interpolación de las variables de diseño consideradas

Variable de Diseño	Intervalo de Interpolación	
Tamaño característico d_{80}	2	0,68
Sección galería ϕ_g	16	12
Distancia punto de extracción y punto de vaciado L	4,3	2,1
Ancho dozer A_d	2,35	1,85
Largo dozer L_d	5,5	5

La evaluación del sistema dozer y la infraestructura que lo rodea con distintas geometrías, ha proporcionado información relevante a fin de establecer próximas direcciones de investigación en torno a aumentar la productividad del sistema de minería continua.

En la experimentación con distintos materiales, a igual distribución granulométrica, se observa una diferencia del 10% entre el mineral y la grava pese a tener densidades aparentes similares ($\rho_{a,mineral} = 1,57 \left[\frac{t}{m^3} \right]$ v/s $\rho_{a,grava} = 1,61 \left[\frac{t}{m^3} \right]$). Esto es concordante con lo planteado por Santamarina & Cho (2004) en cuanto a los fragmentos de mayor regularidad o redondez pudiesen sobre-estimar la tasa de flujo.

El resto de los materiales, no son adecuados para la estimación de la productividad salvo la aplicación de factores de corrección. No obstante tanto el mortero como el yeso podrían, aumentando su densidad aparente vía la incorporación de arena, cemento u otro material cuando corresponda, acercarse a los valores de productividad estimados hasta ahora.

De acuerdo a los resultados obtenidos, se presenta el cuadro comparativo (Tabla 80) donde se establece cualitativamente el efecto de las variables controladas sobre los parámetros operacionales observados de acuerdo a la definición y objetivos del plan experimental.

Tabla 80: Efecto de las variables controladas sobre los parámetros operacionales del sistema de Minería Continua en la Experimentación 3D (S/I se define como no observado)

Variable	Variación	Productividad	Colgadas	Esfuerzos	Fuerzas Dozer	Flujo
Fragmentación		Si	Si	No	No	Si
Angulo batea	58° v/s 53°	No	S/I	Si	No	S/I
Sección galería	16 v/s 12 [m ²]	Si	Si	S/I	S/I ⁴⁰	S/I
Distancia calle vicera	3,1 v/s 2,1 [m]	Si	Si	Si	S/I	S/I
Apex		Si	Si	Si	S/I	S/I
Equipo Dozer		Si	No	No	Si	Si
Descuelgue		Si	Si	No	No	No

⁴⁰ En teoría, estas variables deberían afectar pues define la geometría del punto de extracción y en consecuencia, la cantidad de material en el punto. En esta experimentación no se observó el cambio de presión, presuntamente por el efecto de la estimación y las condiciones de operación del sistema. Ver análisis de similitud en Capítulo 3 para ver su efecto en la determinación de la fuerza.

Pese a una mayor representatividad del punto de extracción, las presiones requeridas por el dozer del modelo, difieren mucho más del caso real respecto de lo logrado en el caso 2D, considerando estos valores llevados a escala mina. Para el caso 3D el experimento comparable tiene fuerzas escaladas de 11.375 [kN] respecto de un promedio en las obtenidas de la prueba Salvador de 2.224,7 [kN].

Ambas condiciones lleva a que la escalabilidad del material granular se convierta en la hipótesis de trabajo a resolver a fin de lograr establecer como mayor desafío la similitud dinámica del sistema dozer, y de la modelación a escala laboratorio.

Frente a lo anterior, se consideró la evaluación de otros materiales distintos de la grava con el objetivo de ser utilizados durante el modelamiento físico de la minería de caving. En particular, el problema aquí considerado, toma en cuenta el funcionamiento de un equipo dozer feeder, parte fundamental del proceso de minería continua, cuya funcionalidad esta relacionada con el empuje del material en reposo.

La investigación consideró la evaluación de 6 materiales a partir de la denominación de material equivalente de Mandel (1963). Respecto de los tres condiciones sugeridas, la caracterización de los materiales por su constante elástica (coeficiente de Poisson ν y Modulo de Elasticidad E) se encuentra fuera del alcance de esta investigación.

Se ha definido en función de un análisis dinámico simple y de la metodología de Janssen-Walker, que la fuerza de empuje que requiere el equipo dozer para desestabilizar la pila de material esta dada por:

$$F_d = \mu g * (m_2 + m_1) + \mu A * \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

A partir de ello y de los materiales considerados se estableció que:

1. Ningún material en la práctica experimental logra modelar exactamente la fuerza que debe ejercer el equipo dozer.
2. Respecto de la fuerza medida durante la experimentación, luego de ser escalada, el yeso 6.645,5 [kN] v/s 2.224,7 [kN] es el que obtiene el valor más cercano respecto de la data de la prueba industrial siendo un 298% superior. Le siguen el mortero y la grava. El valor más alto lo presenta el carbón.
3. Es posible definir factores de ajuste a la fuerza medida en laboratorio tal que, a partir de esto, se pueda estimar los valores medidos a escala industrial. El rango de los factores se encuentran entre 3,0 a 3,8 para los materiales utilizados en esta investigación, con excepción del carbón el cuál se ha descartado de esta definición.

En torno a la formación de colgaduras del sistema

1. La formación de las colgaduras está ligado a la geometría de la infraestructura minera, la granulometría, la resistencia de la roca y la condición de esfuerzos presentes. En esta experimentación, se observa que a mayor resistencia (UCS o I_{s50}), mayor es el número de colgaduras en un intervalo de tiempo. Esto último es consistente con lo planteado por Johanson (1971).
2. A partir de la discusión y análisis desarrollados, se sugiere evaluar este efecto mediante el cociente adimensional resultante entre resistencia de las partículas I_{s50} y el esfuerzo vertical medido en el modelo $\sigma_v (z = h)$, tal que se pueda cuantificar la formación de las colgaduras observadas. Este cociente, como comparado con la frecuencia de colgaduras medida en término de fragmentos/colgaduras considerando así, el efecto de las distintas densidades medidas en la experimentación.
3. Cabe hacer notar que los cocientes adimensionales obtenidos en este análisis, se encuentra fuera de rango de la observación habitual en minas de caving. En efecto, para el caso de la Mina El Teniente, y la relación UCS/ Esfuerzo Principal⁴¹ está en el orden de 2,6 - 4 (Esfuerzo entre 40 – 50 [Mpa] y Resistencia entre 130 – 160 [Mpa]).
4. No obstante la relación de esfuerzo y resistencia de la roca se encuentra fuera de rango tanto en el modelo 2D como 3D (Resistencia/Esfuerzo = 0,0084 para Exp.2 MC3D), se obtienen valores de frecuencia de colgaduras (entre 100 – 660 [t/colg]) del orden de acuerdo a los valores esperados para la configuración granulometría – infraestructura minera a escala industrial.
5. En consecuencia y dado el análisis previo, el efecto la resistencia de los fragmentos, la infraestructura minera y la distribución granulométrica predominan en esta investigación por sobre el efecto de la carga vertical observada. Sin embargo, nos es posible cuantificar a partir de esta investigación, el aporte de cada variable sobre la ocurrencia de este tipo de interferencia operacional.

Finalmente, ninguno de los materiales considerados en esta investigación cumple cabalmente con las condiciones definidas por Weber (1968) sobre a) homotecia, b) densidad y c) fricción con excepción del mineral.

En ese sentido a juicio del autor de ésta investigación, para efectos de productividad y comportamiento general del sistema, debiese considerarse principalmente para futuras investigaciones la utilización de mineral, proveniente del lugar de origen de la prueba, escalado geoméricamente. Su dificultad en el acceso, por las grandes cantidades que se requieren en la realización de algún set experimental, debe evaluarse desde el punto de vista técnico-económico.

41

En resumen, y respecto de las conclusiones anteriores, es posible establecer algunas recomendaciones en torno al uso de los materiales usados durante esta investigación:

Tabla 81: Resultados sobre variables productivas de los materiales en modelamiento a escala

Grava	<p>Su alta resistencia, hace no viable evaluar el efecto de la relación resistencia/esfuerzo en este tipo de modelos a escala construidos en base a plexiglas. Sería necesario equipamiento que permita soportar altas presiones.</p> <p>Grava redondeada no debe ser utilizada por cuando puede sobre estimar la tasa de extracción del modelo. Grava chancada y seleccionada adecuadamente en cuanto a su factor de forma, podría representar la productividad del sistema.</p> <p>El uso de este material no representa la similitud dinámica del sistema, medida a través de la fuerza de empuje del dozer.</p>
Mineral	<p>Cumple de mejor manera las condiciones de material equivalente. A partir de lo anterior, se recomienda su uso para representar la productividad del modelo. A partir de nueva data industrial, se recomienda cuantificar relación, considerando la distribución granulométrica e infraestructura de ambos sistemas.</p> <p>Su alta resistencia, hace no viable evaluar el efecto de la relación resistencia/esfuerzo en este tipo de modelos a escala construidos en base a plexiglas. Sería necesario equipamiento que permita soportar altas presiones.</p> <p>No representa la similitud dinámica del modelo.</p>
Carbón	<p>Pese a la menor densidad del material, presenta el valor de fuerza de empuje escalado más alto de los materiales evaluados. Este material se descarta como un material posible para la experimentación en laboratorio pues no representa adecuadamente las variables productivas del sistema.</p>
Yeso	<p>No es adecuado para medir la productividad del sistema. Sin embargo, su baja resistencia podría permitir la evaluación de la formación de colgaduras en este tipo de modelos.</p> <p>Con este material se logra el valor más cercano a la fuerza del equipo dozer a escala industrial con una diferencia de 298%.</p>
Ladrillo	<p>Su alta tasa de abrasión respecto del resto de los materiales podría ser recomendable para la evaluación del mecanismo de fragmentación secundaria.</p> <p>Podría representar la productividad del sistema.</p>
Mortero	<p>Podría representar adecuadamente la productividad del sistema. Su baja resistencia permitiría la evaluación de la formación de colgaduras. Tiene el segundo valor más cercano a la fuerza ejercida por el dozer a escala industrial una vez escalado.</p>

Sin embargo, el material tipo mortero y yeso, presenta potencialidad como aquel que pueda representar adecuadamente el mineral escalado, para la evaluación de estos

sistemas a escala laboratorio dado los resultados obtenidos productividad, fuerza de empuje y frecuencia de colgaduras.

7.3 Recomendaciones y trabajos futuros

A juicio del autor la utilización del modelamiento a escala es una herramienta potente en el desarrollo de los fundamentos teóricos detrás de distintos procesos, de tipo mineros en particular, por cuanto ha permitido la utilización del conocimiento adquirido en el diseño y operación de diversas faenas mineras. En ese sentido la utilización de la herramienta como apoyo a la ingeniería conceptual, puede satisfacer plenamente los requerimientos técnicos y económicos que suponen una etapa de desarrollo del tipo.

La realización de la nueva prueba en la División Andina, permitirá mejorar la data comparativa para éste y futuros modelos. En ese sentido, se sugiere realizar una segunda revisión con los nuevos datos y la modelación a escala llevada hasta ahora. Para ello debe realizarse un registro concienzudo y exhaustivo de los índices de productividad considerando ciclos de extracción nula, frecuencia y tipo de colgaduras, presión relacionada al empuje de los equipos dozer, además de fragmentación de salida.

Como trabajo futuro queda la identificación o construcción de otros materiales que permitan a través de sus propiedades la evaluación de distintas condiciones de operación. No obstante, se ha sugerido continuar preferentemente con el material tipo mortero.

Se recomienda la utilización de materiales de baja resistencia que permita la evaluación del sistema de descuelgue propuesto, así también de la formación de colgaduras, estableciendo cocientes UCS/Esfuerzo vertical representativos de la mina a escala laboratorio.

En este mismo tópico, en el Laboratorio de Block Caving se está desarrollando el estudio de los mecanismos de flujo de este tipo de minería bajo altas presiones. Se sugiere la utilización de materiales de menor resistencia en este modelo tal que se compruebe el efecto del escalamiento de las propiedades en torno a la formación de colgaduras y con ello, el efecto sobre el resto de las variables operativas.

Se sugiere por otro lado, la utilización de test de abrasión y modelamiento a escala de la fragmentación en función de los parámetros con el objetivo de establecer un mecanismo que permita avanzar en esta estimación. Habrá que considerar como limitación el bajo nivel de resistencia de las partículas, las que pueden hacer poco confiables resultados relacionados con fragmentación secundaria, por cuanto la mayor parte de la rotura puede deberse a la manipulación de ésta más que al proceso de extracción.

Finalmente, se recomienda continuar con la experimentación estableciendo variables de control y una variable independiente, desarrollando un procedimiento experimental

ad-hoc que permita generar robustez a las conclusiones señaladas. De igual manera, repetir el actual plan experimental tal que se pueda establecer la variabilidad de los resultados.

BIBLIOGRAFÍA

- Alvarez, P. (2010). *Modelamiento físico de la Minería Continua*. Santiago: Memoria de Ingeniería, Universidad de Chile.
- Ávila P., Jara J., & Pérez P. (2010). *Informe Tendencias del Mercado del Cobre 2011 - 2012.*, Recopilación de Estudios 2010, Mercados e insumos estratégicos (págs. 15-50). Santiago: Comisión Chilena del Cobre, COCHILCO.
- Barret P.J. (1980). *The shape of rock particles, a critical review*. *Sedimentology*, 291-303.
- Bilbao, F. (2012) Comunicación personal. Instituto de Innovación en Minería y Metalurgia IM2 - CODELCO.
- Brady, B., & Brown, E. (2004). *Rock Mechanics for Underground Mining*. Netherlands: Kluwer Academic Publishers: Dordrecht.
- Brown, E. T. (2003). *Block Caving Geomechanics*. Brisbane, Australia: Julius Kruttschnitt Minerals Research Centre (JKRMC), University of Queensland.
- Casali, A. (2011). *Apuntes Curso Fundamentos de Procesos Mineralurgicos*. Chile: Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile.
- Casali, A. (2012) Comunicación personal. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile
- Castro R., Tueman R., Halim A., 2007. "A study of isolated draw zones in block caving mines by means of a large 3D physical model". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(6):860-870.
- Chacón, J., Göpfert, H., & Ovalle, A. (2004). *Thirty years evolution of block caving in Chile*. *Proceedings of Mass Mining 2004 Conference*, (págs. 387-392). Santiago, Chile.
- Chitombo, G. (2010). *Cave mining — 16 years after Laubscher's 1994 paper "Cave mining - The state of the Art"*. *Proceedings of Caving 2010* (págs. 45-61). Australia: Sustainable Minerals Institute, The University of Queensland.
- Chitombo, G. (2010). *Cave mining, 16 years after Laubscher's 1994 paper 'Cave mining'*. *Proceedings of Caving 2010 Conference*, 45-61.

- Cho, G.-C., Dodds, J., & Santamarina, J. C. (2006). *Particle shape effects on packing density, stiffness and strength: Natural and crushed sands*. Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, 591-602.
- Craig, R. F. (2004). *Craig's Soil Mechanics*. New York: Spon Press.
- David, C., M. B., & Bernabé, Y. (1998). *The mechanical behaviour of synthetic sandstone with varying brittle cement content*. International Journal of Rock Mechanics and Mineral Science, 759-770.
- de la Hoz, K. (2007). *Estimación de los parámetros de resistencia al corte en suelos granulares gruesos. Tesis de Magister*. Santiago, Chile: Departamento Ingeniería Civil, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Den Brok, S. W., David, C., & Bernabé, Y. (1997). *Preparation of synthetic sandstones with variable cementation for studying the physical properties of granular rocks*. C. R. Académie des Sciences Paris, Geomaterials, 1997.
- Duran, J. (1999). *Sand, Powders and Grains, An Introduction to the physics of granular materials*. New York: Springer-Verlag.
- Encina, V., Baez, F., Geister, F., & Steinberg, J. (2008). *Mechanized continuous drawing system: A technical answer to increase production capacity for large block caving mines*. Proceedings of Mass Mining 2008 Conference, (págs. 553-562). Lulea, Suecia.
- Emery, X. (2011). *Apuntes Curso Diseño de experimentos y análisis de datos industriales*. Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de Chile.
- Flores, G. (2005). *Rock Mass response to the transition from open pit to underground cave mining. Ph.D Thesis*. Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland.
- Flores, G., Karzulovic, A., & Brown, E. T. (2004). *Current practices and trends in cave mining*. Proceedings of Mass Mining 2004 Conference (págs. 83-90). Santiago, Chile: MassMin.
- Halim, A. (2004). *3D large scale physical modelling for studying interactive drawing and drawpoint spacing in Block Caving Mines*. Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland.
- Hamrin, H. (2001). *Underground mining methods and applications*. En W. Hustrulid, & R. Bullock, Underground mining methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies (págs. 3-14).

- Johanson, J. (1971). *Modeling Flow of Bulk Solids*. Powder Technology, 93-99.
- Kvapil, R. (1965). *Flow of granular material in hoppers and bins*. Part 1. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 35-41.
- Kvapil, R. (2008). *Gravity flow in sublevel and panel caving, a common sense approach*. Proceedings of Mass Mining 2008 Conference, (págs. 35-81). Lulea, Suecia.
- Langhaar, H. (1951). *Dimensional Analysis and Theory of Models*. New York: Wiley.
- Laubscher, D. (1994). *Cave Mining - The state of the Art*. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 279-293.
- Laubscher, D. (2000). *Block Caving Manual*. Brisbane, Australia: International Caving Study. JKMRC and Itasca Consulting Group Inc.
- Mandel, J. (1963). *Tests on reduced scale models in soil and rock mechanics, a study of the conditions of similitude*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 31-42.
- Nakata, Y., Yoshinori, K., & Masayuki, H. (2001). *One-Dimensional compression behavior of uniformly graded sand related to single particle crushing strength*. Soils and Foundation, 31-51.
- Orellana, M. (2011). *Modelamiento Numérico de la Minería Continua*. Tesis de Magister, Universidad de Chile, Santiago.
- Pöschel, T., Salueña, C., & Schwager, T. (2002). *Scaling properties of granular materials*. Physical Review E - Statistical, 64:011308, Nonlinear and Soft Matter Physics .
- Rodas, R., & Rousé, P. (2010). *Análisis Comparativo de Métodos para la Medición del Ángulo de Reposo de Suelos Granulares*. Revista de la Construcción, Volumen 9 No 1 - 2010, 98-106.
- Santamarina, J. C. (2001). *Soil Behavior at Microscale: Particle Forces*. Soil Behavior and Soft Ground Construction, A symposium in honor of Charles C. . Ladd Ladd Symposium, MIT .
- Santamarina, J., & Cho, G. (2004). *Soil Behaviour: The role of particle shape*. London: Proc. Skempton Conference.
- Vallejos J (2012). Comunicación personal. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile

- Weber, J. (1968). *Étude théorique et expérimentale de la similitude*. Annales des Ponts et Chaussées, 7-33.
- Yenge, L. I. (1980). *Analysis of bulk flow materials under gravity caving process*. Colorado School of Mines.
- Yoshinaka, R., Osada, M., Park, H., Sasaki, T., & Sasaki, K. (2007). *Practical determination of mechanical design parameters of intact rock considering scale effect*. Engineering Geology, 173-185.

ANEXO A

Sistema de Block/Panel Caving

Los métodos de explotación subterránea pueden ser clasificados de acuerdo al requerimiento de soporte de las excavaciones desde donde es extraído el mineral. Los métodos de caving se clasifican en el grupo de los no soportados (Brady & Brown, 2004). En la Figura 42 se puede ver la clasificación de los sistemas de acuerdo a la respuesta del macizo rocoso frente a la minería.

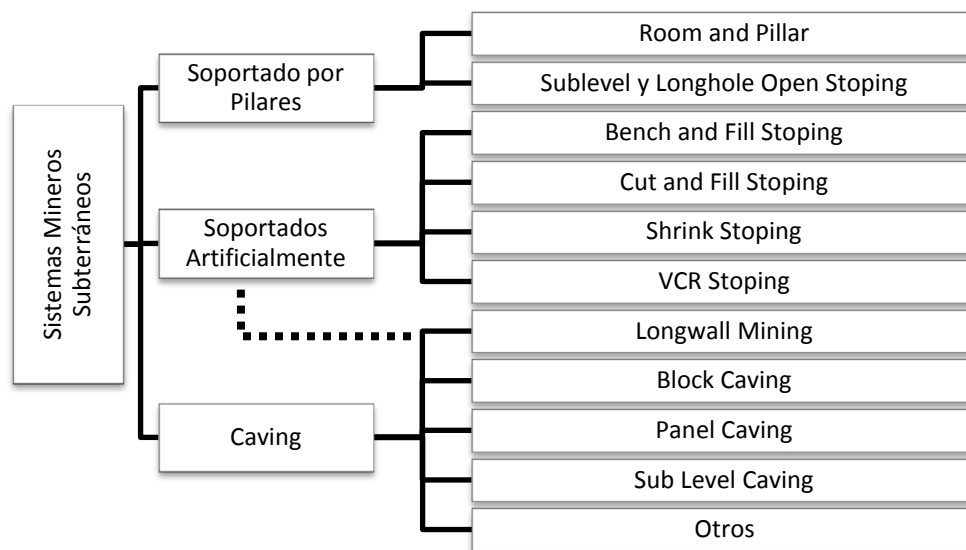


Figura 42: Clasificación de los principales métodos mineros subterráneos (Brady & Brown, 2004)

Los métodos de caving tienen la característica de inducir el flujo del mineral quebrado, ya sea mediante el quiebre del macizo producto de la operación de perforación y tronadura, como es el caso de Sublevel Caving, o a través de la acción de la fuerza de gravedad una vez socavada la base de la columna de roca, como en el caso de los sistemas de Block/Panel Caving. (Brown, 2003).

En el caso de los métodos de Block y Panel Caving, una vez socavada o removida la base de la columna de mineral en el nivel de hundimiento, completa o parcialmente depende del caso, se inicia el proceso de explotación desde los puntos de extracción dispuestos de acuerdo a una geometría característica espacialmente en el nivel de producción. En este sistema, se debe considerar un sistema de manejo de minerales ad hoc, que se sustenta básicamente en equipos tales como LHD, martillos picadores, parrillas, chancadores y correas.

La extracción del material fragmentado que fluye permite la propagación del proceso de caving, en el cual un air gap entre el cave back y la pila de mineral, permite la continuidad del proceso de quebrado (Brown, 2003).

Tabla 82: Parámetros típicos que caracterizan el diseño, infraestructura y explotación del sistema de Block Panel Caving (Flores, Karzulovic, & Brown, 2004)

Parámetros de Diseño		Valores Típicos	Observaciones	
Calidad del macizo rocoso		$50 \leq \text{RMRL} < 60$	Si $\text{RMRL} > 60$ la cavability debe ser cuidadosamente evaluada.	
Acceso		Rampa	70% prefieren rampas y 20% rampa y pique como accesos.	
Altura del bloque		210 m	Este valor típico varía $\pm 20\%$.	
Area del Footprint	$< 50000 \text{ m}^2$	30000 m^2	Estas áreas típicas pueden variar $+20\%$. Es recomendable usar iguales o mayores superficies, pero no más pequeñas. También áreas cuadradas son mejores que rectangulares.	
	50000 to 100000 m^2	75000 m^2		
	$> 100000 \text{ m}^2$	170000 m^2		
Iniciación del Caving	Area	10000 m^2	Áreas pequeñas no son recomendables especialmente en tocas masivas.	
	Forma	Cuadrada	Deben evitarse esquinas (e.j. tipo "L").	
	Medidas para facilitararlo	Slot	Es altamente recomendable facilitar el inicio del caving.	
	Radio Hidraulico	20 to 30 m	Evitando estar cerca del esquema de Laubscher.	
Nivel de Hundimiento	Galería	Espaciamiento	15 m	Práctica común
		Alto	4 m	Puede ser mayor, pero no menor
		Ancho	4 m	
	Altura		8 m	Puede variar, pero siendo cuidadosos si se usan Alturas menores
	Tasa de Hundimiento		$2100 \text{ m}^2/\text{month}$	Puede ser mayor pero cuidadando los niveles de sismicidad inducida, especialmente en ambientes de altos esfuerzos.
Nivel de Producción	Drifts	Espesor Crown-Pillar	17 m	Puede variar $\pm 20\%$ (medido desde el piso del nivel de hundimiento al piso del nivel de producción).
		Espaciamiento	30 m	Could vary from 26 to 36 m.
		Altura	4 m	Puede incrementarse pero no disminuirse
		Ancho	4 m	
Drawpoints	Espaciamiento	15 m	Puede variar entre 13 a 18 m.	
	Area Influencia	225 m^2	Puede variar entre 169 a 324 m^2 .	
Tasa de Extracción		0.20 m/day	Valor promedio. Generalmente son usados valores menores al comienzo del caving. Y mayores cuando más del 30% de la columna ha sido extraída.	
Equipo LHD	Capacidad	11 ton	Puede variar $\pm 20\%$.	
	Recorrido	140 m	Distancias menores son preferibles.	
Powder Factor		400 g/tonne	Para tronadura de hundimiento, puede variar $\pm 20\%$.	
Limite Sobretamaños		1.8 a 2.0 m3	Puede variar $\pm 20\%$.	
Subsidencia	$\text{RMRL} < 70$	$\phi > 45^\circ$	ϕ es el ángulo de quiebre que define la inclinación media de las paredes del cráter..	
	$\text{RMRL} > 70$	$\phi > 60^\circ$		
Desafíos Geotécnicos		El proyecto debe considerar colapsos, estallidos de rocas, subsidencia, agua y barro. Debe considerar la formación de colgaduras.		
Instrumentación y Monitoreo		El sistema de monitoreo más común incluye sismicidad y desplazamientos. Es altamente recomendable el monitoreo de sismicidad, especialmente en roca dura masiva o frente a ambientes de altos niveles de esfuerzos.		

El diseño de un sistema de explotación minera con las características comentadas anteriormente, posee diversas variantes de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, la ubicación del depósito mineral, entre otros. En la página anterior se presentó un estudio tipo Benchmarking que caracteriza el diseño, infraestructura y explotación del sistema de Block Panel Caving.

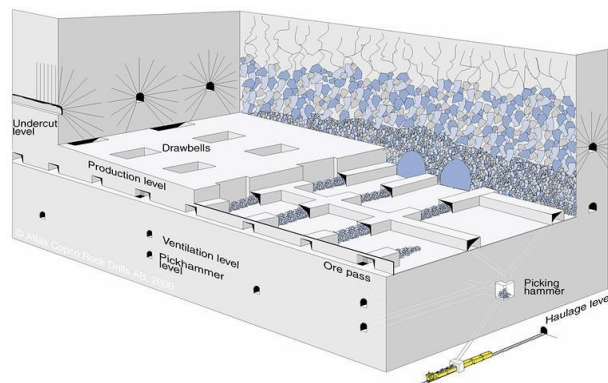


Figura 43: Block caving con sistema de manejo de minerales LHD. (Hamrin, 2001)

En Chile, el método Block Caving fue por primera vez utilizado en Chile en la mina Potrerillos en 1924 por la compañía Andes Copper Mining Co. (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004). Posteriormente se sumaron mina El Teniente (1930), El Salvador (1959) y mina Rio Blanco (1970), actual mina Andina, todas actualmente de CODELCO.

El método consideraba en su forma tradicional, recolectores tipo chute, parrillas, y transporte por gravedad al nivel de transporte, alcanzando a lo largo de los años, un alto grado de estandarización y eficiencia en las minas El Teniente y El Salvador. (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004).

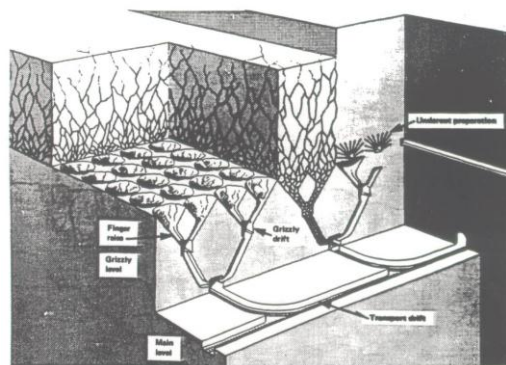


Figura 44: Block caving con sistema de manejo de minerales de parrillas (Hamrin, 2001)

La continuidad de la minería requeriría el comienzo de la extracción de zonas de mineral primario, lo que involucraba la explotación de rocas de alta resistencia. Una fragmentación cada vez más gruesa derivó en tasas de producción más bajas, mayor gasto de capital en infraestructura y en equipos para el manejo de minerales (Chacón,

Göpfert, & Ovalle, 2004). Lo anterior, acompañado con el desarrollo tecnológico de la época, condujo a la modificación del sistema de manejo de minerales utilizado hasta entonces en las minas de caving del país, derivando en la incorporación del sistema mecanizado basado en equipos LHD.

En 1970, en la mina Salvador y bajo la propiedad de Anaconda Co., se utiliza por primera vez en Chile el sistema de LHD (equipos de 5 [yd³]) en minas de Block Caving, adoptándose para el nivel de producción una malla tipo Herringbone, con lo que se logró llegar a producciones de 400 a 600 [ton/turno] por equipo considerando 5 horas efectivas por turno y distancias entre 50 y 150 [m] (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004).

Posteriormente a mediados de los 70, la mina Andina adopta el sistema en similares condiciones. En la mina El Teniente, y luego de haber observado las experiencias tanto en Salvador, Andina y la Mina Henderson de EE.UU, se concluye que la limitante del sistema era el diseño de la malla de extracción Herringbone. Se propone entonces una nueva configuración denominada malla Teniente, la cual es validada y probada.

En 1982 se utiliza esta nueva configuración con equipos LHD de 5 [yd³] aumentando la productividad a 800 [ton/turno] por equipo (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004). La nueva configuración ha sido utilizada exitosamente hasta hoy con equipos LHD de mayor capacidad, lo que ha significado un aumento de las tasas de extracción en la mayor parte de las minas de Block/Panel Caving del mundo y en particular en las principales minas subterráneas de CODELCO.

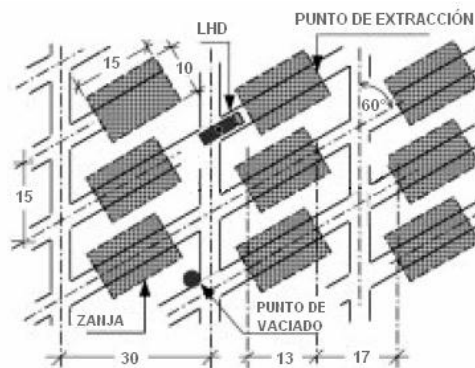


Figura 45: Vista en planta malla Teniente nivel de producción en mina de Block/Panel Caving, dimensiones en metros (Chacón, Göpfert, & Ovalle, 2004)

Hoy en día, la Corporación⁴² planea en su plan de desarrollo estratégico, llevar la producción del mineral por la vía subterránea desde 200 [ktpd] a 500 [ktpd]. Un simple análisis de la producción potencial de las minas Salvador, Andina y El Teniente, con la tecnología actual de extracción de mineral basada en LHD, llega a la conclusión de que no es posible el nivel de producción propuesto. (Encina, Baez, Geister, & Steinberg, 2008).

⁴² Corporación Nacional del Cobre, CODELCO

El desafío entonces, es modificar el sistema de extracción o manejo de minerales que permita, en base a las explotaciones actuales, cumplir con los requerimientos impuestos por la compañía. El desarrollo de la tecnología de Minería Continua constituye un quiebre tecnológico en el diseño y operación de minas subterráneas de block panel caving, elevando las tasas de producción y aumentando la automatización del sistema minero.

ANEXO B

Modelación Física en Minería

No son pocos los investigadores que a lo largo del siglo XX, e incluso XIX, que han construido teorías en base a modelos a escala con el objetivo de establecer el comportamiento del flujo para materiales granulares.

El anterior desarrollo permitió establecer las bases para el diseño, y su posterior exitosa aplicación en silos, de una o múltiple descargas, destinados a la industria de la agricultura principalmente para el almacenamiento de granos.

Entre los modelos desarrollados para la teoría de flujo granular, Yenge(1980) destaca los aportes desarrollados sobre la base de almacenamiento en silos, entre otros a Janssen (1897)⁴³ en almacenamiento estático en contenedores, Reimbert & Caquot (1948-1976)⁴⁴, flujo de material pulverizado en silos y Jenike (1955-1973)⁴⁵ flujo de material granular en contenedores sujetos a presión externa.

Lo cierto es que si bien los patrones de flujo y modelos desarrollados han sido aplicados durante la etapa de diseño de minería subterránea caving, la aplicación de estos debe contener o abordar las condiciones propias de una faena de este tipo considerando que cambios en la infraestructura minera tienen un alto impacto sobre los requerimientos de capital para su desarrollo así como la estimación de reservas, y por ende, puede significar la realización o no de un proyecto.

La solución natural entonces pasa por el desarrollo de pruebas a escala mina. Sin embargo, la experiencia ha demostrado con los test o pruebas a este nivel resultan ser demasiados intensivos en recursos humanos como de capital. Se desprende también de aquí que, como cualquier procedimiento experimental complejo, las pruebas pudieran arrojar información que difícilmente pueda ser usada para la generación de modelos de diseño además de la escasa flexibilidad en la variación de variables que permita generar patrones de comportamiento.

En efecto, la literatura registra que se han desarrollado poco más de 5 test a escala mina para estudiar el flujo de material granular en minería de caving, todos para minería de Sub Level Caving siendo, por supuesto, desarrollados para condiciones particulares por lo que sus resultados no pueden ser extendidos a aplicaciones de block/panel caving (Halim, 2004).

Actualmente, la creación de herramientas de tipo numéricas y la innovación tecnológica de los equipos que permiten solucionar problemas de alto grado de complejidad en poco tiempo han permitido avanzar en torno a metodologías de resolución basadas en

⁴³ Citado por Yenge (1980)

⁴⁴ Citado por Yenge (1980)

⁴⁵ Citado por Yenge (1980)

software proveyendo resultados de manera eficiente.

Sin embargo, estos resultados solo tienen sentido en la medida que contengan una base teórica y descriptiva sólida, debiendo permitir además la modelación de condiciones particulares y casos complejos.

La solución entonces ha sido la generación de modelos a escala, tal cual como en otras disciplinas de la ingeniería, donde la investigación desarrollada, sustente las bases fundamentales utilizadas por las herramientas numéricas anteriormente descritas.

Por esa razón, y considerando las ventajas por sobre una realización a escala mina en torno a los recursos y flexibilidad, la construcción y utilización de modelos físicos que se puedan utilizar como herramientas de diseño supone no un retroceso en la técnica, sino que un aporte por cuanto se puede develar o continuar con el robustecimiento de los fundamentos que son aplicados directamente a la minería.

La técnica basada en el análisis dimensional busca representar un problema real a través de un modelo de prueba a escala en laboratorio. Ello implica la necesidad de cuestionar la representatividad del ejercicio por cuanto el objetivo buscado es que los efectos que ocurren u ocurrirían en un sistema a escala real se manifiesten de igual manera en el modelo a escala laboratorio a fin de que la experimentación arroje resultados comparables no sólo a niveles cualitativos sino que también cuantitativos.

La experimentación en modelos a escala reducida está basada en la posibilidad de cambiar las tres escalas de longitud, tiempo y fuerza (masa) sin por ello alterar las ecuaciones que describen la mecánica del fenómeno. Esta propiedad esta descrita como homogeneidad de las ecuaciones y la similitud resultante se denomina similitud simple (Mandel, 1963).

Dos sistemas serán geoméricamente similares si la distancia entre puntos homólogos está dada por una constante de escala de longitud λ_1 . Dos sistemas son similares en su cinemática cuando dos eventos similares ocurren a con factor de escala de tiempo λ_2 . Finalmente, dos sistemas son dinámicamente similares en puntos homólogos, cuando la razón entre la inercia y cualquier fuerza externa es constante entre el modelo y el prototipo⁴⁶. (Castro R. , 2006).

Esta técnica no carece por supuesto de quienes señalan la dificultad de extrapolar estos resultados hacia escala mina, según A. Halim⁴⁷, Gustafsson (1998) señala entre otras dificultades:

- a) Poco control sobre la distribución granulométrica.
- b) Que sea bidimensional (2D).

⁴⁶ Se denomina prototipo a una situación a escala natural que se desea estudiar y en la cual se incluyen todas las características de interés. El modelo corresponde a una representación física simplificada del prototipo, en el cual se incluyen sólo los aspectos esenciales para lograr que el fenómeno en el modelo sea semejante al del prototipo.

- c) Propiedades de las paredes (fricción básicamente) de los modelos alejadas de la realidad.
- d) Insuficientes marcadores en el modelo.
- e) No rellenar los modelos.
- f) La utilización de un punto de extracción.

Sin embargo, todas estas dificultades pueden ser superadas en la medida que los alcances definidos para el propósito del modelo no se vean afectados por alguna de estas variables. En efecto, y refiriéndose a las propiedades de los materiales, las condiciones pudiesen relajarse dependiendo del propósito del test (Johanson, 1971).

Durante todo el siglo pasado diversos investigadores dieron vida a esta técnica con aplicaciones directas a la industria. Un resumen de ellas puede ser observado en la Tabla 83. Yenge (1980) destaca los aportes realizados por Pariseau (1966-1972) con el estudio del comportamiento del flujo de materiales plásticos a través de piques mineros y Kvapil (1955-1966) con la realización modelo de flujo de elipses de extracción.

Sin embargo, anteriormente ya se había realizado experimentación con modelamiento físico destinado a estudiar la recuperación de mineral en Miami Cooper Mine (Lehman, 1916)⁴⁸ y la mina Climax Molybdenum (McNicholas, 1946)⁴⁹, ambas ubicadas en Estados Unidos (Halim, 2004). En ambos casos, utilizaron mineral y estéril como material y solo se produjeron resultados cualitativos por cuando no se consideraron en el plan experimental el uso de marcadores que permitiera establecer la geometría de las zonas de extracción.

Kvapil, (1965) fue uno de los primeros en realizar la modelación física del flujo gravitacional ocupando modelos en 2D y proporcionando resultados cuantitativos del fenómeno. Sin bien en un comienzo sus relaciones matemáticas estaban orientadas al uso de contenedores, junto a Janelid (1966)⁵⁰ extendieron su trabajo idealizando el fenómeno de flujo gravitacional a gran escala para finalmente proporcionar una herramienta de diseño utilizada por muchos años (Halim, 2004).

En sus investigaciones, propuso el concepto del flujo de material a través de elipsoides, clasificándolos en dos tipos: elipsoides de extracción (IEZ) y elipsoides de movimiento (IMZ). El elipsoide de extracción delimita el material que fluye y se extrae por el punto, y el elipsoide de movimiento, que corresponde al material que es perturbado por la extracción de mineral (Kvapil, 2008).

⁴⁸ Citado por Halim(2004).

⁴⁹ Citado por Halim(2004).

⁵⁰ Citado por Halim(2004).

Tabla 83: Estudios realizados de modelos minas de Caving (Halim, 2004) (Orellana, 2011).

Nombre	Lugar	Año	Tipo	Material	Conclusión
Janelid	Grangesberg, Suecia	1972	Full Scale	Mineral	
Chen y Boshkov	He-Pei, China	1981	Full Scale	Mineral	Todos fueron realizados en minas de SLC, y se concluyó que los resultados no se pueden aplicar a BC. El costo, tiempo y dificultad hace que sea imposible realizar este tipo de pruebas en una mina explotada por Block Caving.
Rustan	He-Pei, China	2000	Full Scale	Mineral	
Gustafsson	Kiruna, Suecia	1998	Full Scale	Mineral	
Power	Ridgeway, Australia	2004	Full Scale	Mineral	
Hollins y Tucker	Persevernace, Australia	2004	Full Scale	Mineral	
Alvial	El Teniente, Chile	1992	Full Scale	Mineral	No se puede variar parámetros como fragmentación, separación de drawpoints y alturas de bloques, lo que hace imposible generar reglas generales. La prueba demoró 10 años sin resultados concluyentes.
McNicholas	Climax Mine, Estados Unidos	1946	Modelo Físico	Mineral y estéril quebrado	Efectos de espaciamento afectaba la recuperación de mineral. Fragmentación más gruesa formaba arcos más grandes que la fina.
Kvapil		1965, 1992	Modelo Físico	Arena	Teoría de elipses de flujo, metodologías para el dimensionamiento de elipses de extracción.
Kvapil y Janelid	Suecia	1966	Modelo Físico	Arena	Extendieron su método para el modelamiento del flujo gravitacional aplicado a minas de hierro en Suecia.
Laubscher		1994, 2000	Modelo Físico	Arena	Teoría de la interacción entre puntos de extracción
Laubscher y Heslop		1981	Modelo Físico	Arena	No hay claridad en la experimentación respecto de la definición de las elipses de extracción y movimiento con respecto a la detonación de Kvapil
Marano		1980	Modelo Físico	Arena	
Richardson		1981	Modelo Físico	Arena	Partículas redondas de arena no representan de buena manera el flujo como las partículas angular.
Janelid	Grangesberg, Suecia	1972	Modelo Físico 3D	Grava	Escala de 1:20, se demuestra que resultados de experimentos a gran escala son similares a los de Full escala
Peters		1984	Modelo Físico 3D	Grava	Tamaño de las partículas no afecta el espaciamento entre drawpoints. No hay interacción cuando estos están espaciado 2 veces el diámetro de la elipse de extracción.
Castro	Australia	2006	Modelo Físico 3D	Grava	Los puntos de extracción deben estar espaciados a menos del ancho del IMZ, para que exista interacción entre las zonas de flujo y el material entre puntos pueda ser extraído. El ancho de la zona de extracción y movimiento aislado es función de la masa extraída y su altura

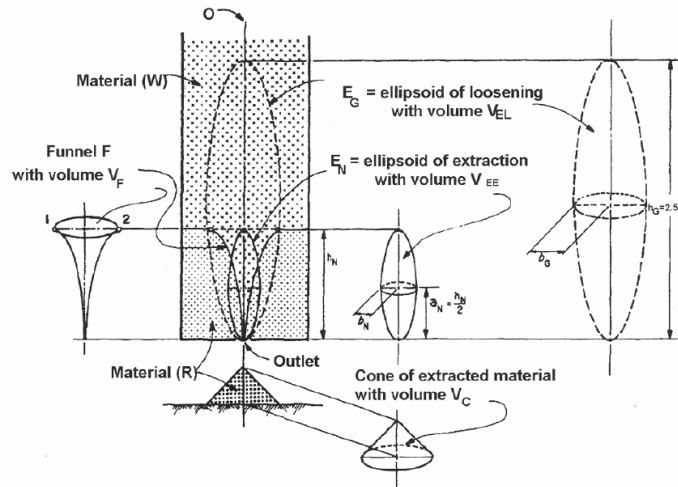


Figura 46: Geometría de zonas de flujo (Kvapil, 1965)

Pese a la aceptación en la industria de la teoría, investigadores posteriores señalaron que la propuesta no se adecuaba correctamente a los modelos de flujo para caving. Entre otros, Laubscher, Heslop y Marano, entre 1980 y 2000, desafiaron la hipótesis y con la construcción de un modelo 3D de arena llevaron a cabo un plan experimental desarrollado específicamente para investigar el tiraje interactivo entre puntos yacentes. Finalmente concluyeron que la teoría de zonas de flujo no aplicaba al caso estudiado proponiendo la teoría de flujo interactivo (Laubscher, 1994) (Halim, 2004).

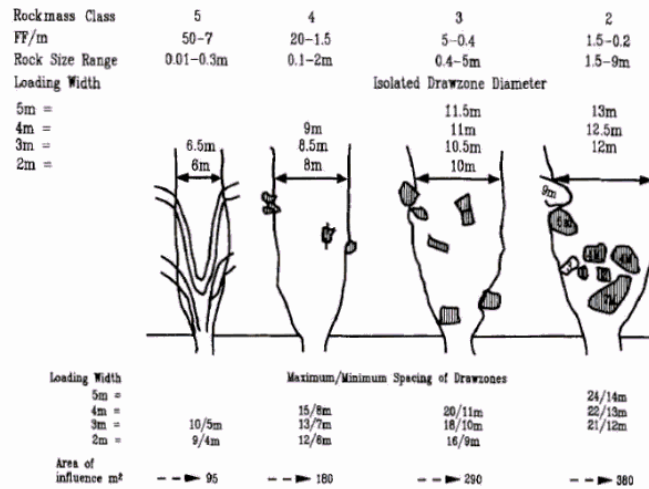


Figura 47: Teoría de flujo aislado. Espaciamiento máximo/mínimo zonas de tiraje basado en diámetro de tiraje aislado (Laubscher, 1994)

No obstante la utilización de modelos de arena proporcionó los fundamentos del flujo granular para minería de caving, su utilización ha sido discutida por cuanto no puede representar las propiedades de los materiales que afectan el flujo tales como forma y tamaño de las partículas, ángulo de fricción, entre otras.

La grava, en consecuencia, ha sido señalada por algunos autores como la forma más adecuada de representar el material quebrado presente a escala mina entre ellos las investigaciones realizadas por Peters (1984)⁵¹ y Power (2003)⁵² (Halim, 2004).

Peters en 1984, publicó un estudio con el modelo físico más grande construido hasta el momento (6m x 0.5m x 4.6m). Este trabajo se enfocó en el efecto del tamaño de partícula en la geometría del elipsoide para un punto aislado y el efecto del espaciamiento entre puntos para extracción múltiple (Halim, 2004).

Power en 2003 con el uso de un modelo físico 3D a escala 1:30, estableció que el tamaño de partícula si tiene un efecto significativo sobre el alto y ancho de la zona de extracción y movimiento. Por otro lado, también cuestionó que los modelos físicos en 2D sean válidos para el estudio de flujo gravitacional (Halim, 2004).

En conclusión, los trabajos que se han realizado en modelos a escala con el objetivo de establecer los fundamentos que sustentan los sistemas de caving han aportado al conocimiento y la explicación del flujo gravitacional proporcionado teorías que han permitido el diseño de la minería actual. Es importante recalcar que se ha definido como la mejor metodología aquella que incluya pruebas a escala mina, pero que, considerando condiciones técnico económicas resulta muy difícil llevarlas a cabo. En ese sentido la modelación a escala florece como una herramienta de ingeniería válida para la conceptualización del fenómeno.

⁵¹ Citado por Halim(2004).

⁵² Citado por Halim(2004).

ANEXO C

Análisis de Janssen -Walker

Parte de los objetivos principales relacionados con esta investigación guarda relación con establecer la similitud dinámica del sistema en el modelo 2D. Para ello se considerará el análisis de Janssen el cual fue desarrollado a fin de determinar la distribución de esfuerzos dentro de un cilindro con material no cohesivo. Este análisis fue posteriormente mejorado por Walker (1973) (Nedderman, 1992).

Como se ha señalado el método original de Janssen consideró la distribución de esfuerzos en un cilindro con material no cohesivo en base a dos supuestos no justificables (Nedderman, 1992).

- 1 Los esfuerzos en cualquier sección horizontal del material son uniformes.
- 2 Los esfuerzos verticales y horizontales son esfuerzos principales.

El supuesto de Janssen de que los esfuerzos horizontales y verticales son los esfuerzos principales es claramente erróneo por cuanto si σ_{rr} es un esfuerzo principal, como fue definido, luego no puede haber esfuerzos de corte en la pared ($\tau_w = \mu_w \sigma_{rr}$), como si fue asumido por Janssen. Este autor considera y desarrolla en función de esto la inconsistencia anterior proponiendo una modelo con mayor detalle de la distribución de esfuerzo en las paredes (Nedderman, 1992).

Asumiendo que el material tiende a fluir por la pared, habrá una tensión de corte hacia arriba ejercida por la pared en el material τ_w . Asumiendo el modelo constitutivo de Mohr Coulomb y considerando el esfuerzo de corte anterior como positivo, Walker establece el grafico que describe la condición de contacto de un material no cohesivo en la pared.

Se define, luego la constante de Walker K_w que relaciona los esfuerzos horizontales y verticales

$$K_w = \frac{1 + k \operatorname{sen}(\phi) \cos(\omega + k\phi_w)}{1 - k \operatorname{sen}(\phi) \cos(\omega + k\phi_w)}$$

Ecuación 46: Constante de Walker

Con $k = -1$ en el caso activo y $k = 1$ en el caso pasivo. Donde

$$\omega = \frac{\operatorname{sen}(\phi_w)}{\operatorname{sen}(\phi)}$$

Ecuación 47: Relación ángulo de fricción interna ϕ material o fricción pared-material ϕ_w

Sin embargo este supuesto no resuelve la problemática del segundo punto de Janssen por cuanto supone la uniformidad de los esfuerzos en cualquier sección horizontal. Basta con considerar que el centro del cilindro es decir $r = 0$, $\tau_w = 0$ mientras que en $r = D/2$, es decir, en contacto con la pared, y como se ha descrito anteriormente $\tau_w \neq 0$ con excepción del caso más básico de una superficie perfectamente no rugosa $u_w = 0$.

Pese a la dificultad del modelo se considerará para representar el análisis de fuerzas relativos al equipo dozer feeder. Se deberá tener en cuenta las limitaciones del modelo para la evaluación del análisis.

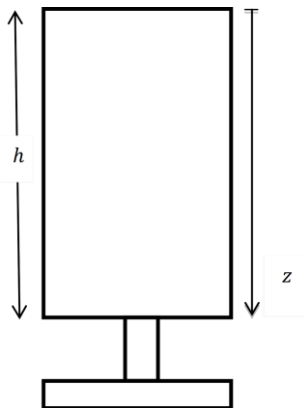


Figura 48: Modelo Minería Continua, no a escala.

Considerando el análisis de Janssen-Walker descrito por Nedderman (1992) sobre el comportamiento de la variación de los esfuerzos en las paredes de un bunker completamente lleno de una sección transversal cualquiera con un material no cohesivo de densidad γ , se procede a estimar la carga vertical sobre el equipo dozer del sistema de minería continua.

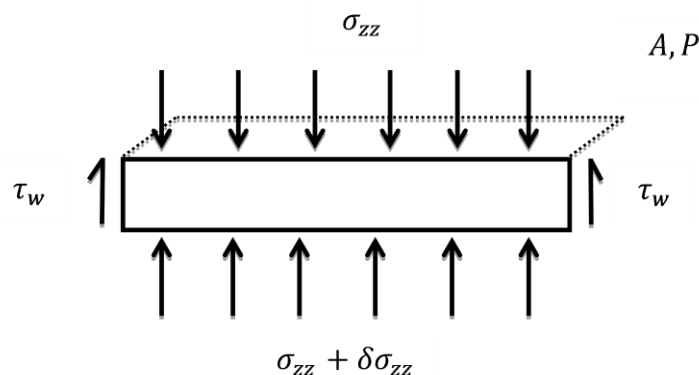


Figura 49: Análisis diferencial Janssen – Walker (Nedderman, 1992).

Se define el área A y el perímetro P de la sección transversal del modelo, y se procede con el balance de fuerzas.

$$A\sigma_{zz} + A\gamma\delta z = A(\sigma_{zz} + \delta\sigma_{zz}) + P\delta z\tau_w$$

$$\frac{d\sigma_{zz}}{dz} + \frac{P}{A}\tau_w = \gamma$$

Ecuación 48

Donde τ_w se define como el esfuerzo de corte medio en torno al perímetro de las paredes del sistema. Como estamos considerando un material no cohesivo, luego:

$$\tau_w = u_w\sigma_w$$

Ecuación 49

Donde σ_w y u_w corresponden al esfuerzo normal y al coeficiente de fricción de la pared respectivamente. Es posible describir u_w a partir del ángulo de fricción de la pared ϕ_w tal que

$$u_w = \tan \phi_w$$

Ecuación 50: Coeficiente de fricción de la pared en función del ángulo de fricción pared

Siguiendo con lo anterior se puede definir la constante de Janssen K como:

$$\sigma_w = K\sigma_{zz}$$

Ecuación 51: Constante de Janssen

Reemplazando en la Ecuación 48 se tiene que

$$\frac{d\sigma_{zz}}{dz} + \frac{Pu_wK}{A}\sigma_{zz} = \gamma$$

Definiendo el radio hidráulico R_h como

$$R_h = \frac{4A}{P}$$

Ecuación 52: Radio Hidráulico

En la ecuación anterior

$$\frac{d\sigma_{zz}}{dz} + \frac{4u_wK}{R_h}\sigma_{zz} = \gamma$$

La cual tiene la forma de una ecuación diferencial de primer orden $\frac{dy}{dx} + \alpha y(x) = f(x)$, luego su solución viene dada por:

$$y(x) = e^{-\alpha(x-x_0)} \left(y_0 + \int_{x_0}^x f(z) e^{\alpha(z-x_0)} dz \right)$$

Ecuación 53: Solución general ecuación diferencial de primer orden

En el caso particular donde $f(x) = b = \text{cte.}$, $x_0 = 0$, luego:

$$y(x) = y_0 e^{-\alpha x} + \frac{b}{\alpha} (1 - e^{-\alpha x})$$

Reemplazando por los términos anteriores se tiene que

$$\sigma_{zz} = Q_0 e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} + \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

Ecuación 54: Solución ecuación diferencial de primer orden

Donde Q_0 corresponde a una sobrecarga uniforme en la superficie del modelo. En nuestro caso en particular este valor es igual a 0. Finalmente se define para $z \in [0, h]$

$$\sigma_{zz} = \frac{\gamma R_h}{4u_w K} \left(1 - e^{-\frac{4u_w K}{R_h} z} \right)$$

Ecuación 55: Ecuación de Janssen-Walker

Lo que define el esfuerzo vertical sobre la base del modelo.

ANEXO D

Forma de las partículas

Estimación de elementos de forma

Tal cual como fue descrito en el cuerpo del documento, existen tres importantes elementos en la forma de las partículas independientes entre sí: esfericidad, angularidad o redondez y rugosidad.

La evaluación convencional (Cho, Dodds, & Santamarina, 2006) de estos tres elementos se realiza de acuerdo a las dimensiones de las circunferencias inscritas y circunscritas posibles de establecer en el fragmento.

El procedimiento es repetido para 30 partículas de tamaño característico $d_{63,2}$. Se estima los radios de: la circunferencia menor circunscrita, la circunferencia mayor inscrita y los radios de las circunferencias que se ubican en zonas donde se presenta redondez en la partícula a través de la observación individual de partículas.

En las próximas tablas y figuras se muestran los valores obtenidos de los elementos de forma en el análisis desarrollado para los distintos materiales en estudio.

Carbón

Tabla 84: Ejemplo de fragmentos de Carbón evaluados.



Tabla 85: Carbón. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita d1	Circunferencia Inscrita d2	Otras Circunferencias				
			d3	d4	d5	d6	d7
1320	47,6	20	6	6,1	9,5		
1321	40	17,8	5,1				
1322	41,2	20,9	9,3	6,2	2,3		
1323	44	19	3,3	6,2	4		
1324	40,1	21	6,2	4,4			
1325	43	23	18,7	4,5	2,9	2,7	4,4
1326	32,7	23	3,3	6,2	2,6		
1327	46,5	19,3	3,7				
1328	58	22,5	9	7,4	12		
1329	40,5	23,4	4,7	3,6	2,1	3,8	6,5
1330	44,5	20,1	2,2	5,7	4,8	12,6	
1331	45,6	14,9	4,7				
1332	57	21,6	3	5,6	7	5,7	
1333	51,8	16,1	12,2	7,2	4,5	3,3	5,5
1334	32,2	22,6	4,6				
1335	48,6	20,1	5,6	5			
1336	46,2	18,3	5,5	10,8	3		
1337	55,5	21,6	22,5				
1338	37,5	20,5	6,7	3,9			
1339	42,9	21,8	5,4	3,6			
1340	42,5	19,6	6,8	6,1	4,9	5,1	
1341	30,3	14,3	5,4	4,6			
1342	50	20,6	6,3	5,9			
1343	43,4	24	5,4	9,5	4,3		
1344	38,7	43,4	23,1	3,7	12,4	5,5	
1345	31,9	18	5,3	8,5			
1346	38,7	17,8	8,4	5,1	4,3		
1347	36,5	20	5,2	5,1			
1348	38,7	20,1	2,2	6,7			
1349	32,7	21	5,4	8,5	8,5	9,3	

Tabla 86: Estimación factor de forma. Carbón

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1320	0,42	0,36	0,39
1321	0,45	0,29	0,37
1322	0,51	0,28	0,40
1323	0,43	0,24	0,33
1324	0,52	0,25	0,39
1325	0,53	0,29	0,41
1326	0,70	0,19	0,45
1327	0,42	0,19	0,30
1328	0,39	0,42	0,40
1329	0,58	0,18	0,38
1330	0,45	0,31	0,38
1331	0,33	0,32	0,32
1332	0,38	0,25	0,31
1333	0,31	0,41	0,36
1334	0,70	0,20	0,45
1335	0,41	0,26	0,34
1336	0,40	0,35	0,37
1337	0,39	1,04	0,72
1338	0,55	0,26	0,40
1339	0,51	0,21	0,36
1340	0,46	0,29	0,38
1341	0,47	0,35	0,41
1342	0,41	0,30	0,35
1343	0,55	0,27	0,41
1344	1,12	0,26	0,69
1345	0,56	0,38	0,47
1346	0,46	0,33	0,40
1347	0,55	0,26	0,40
1348	0,52	0,22	0,37
1349	0,64	0,38	0,51
Promedio	0,51	0,31	0,41
Desvest	0,15	0,15	0,09

Mineral

Tabla 87: Ejemplo de fragmentos de mineral evaluados.



Tabla 88: Mineral. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita d1	Circunferencia Inscrita d2	Otras Circunferencias				
			d3	d4	d5	d6	d7
1410	40,6	25,8	14,7	8,4	13,1		
1411	37,2	25,9	9,6				
1412	45,2	19,1					
1413	37,9	24,7					
1414	46,1	21,4	8,4	10,1			
1417	37,5	34,8					
1418	49,2	23,3	16	12,2	3,6		
1419	33,1	21,1					
1422	33,5	22,1					
1423	38,9	24,8					
1424	32,7	19,7	6,8				
1425	27,8	22,8					
1426	44,8	27,3					
1427	26,4	20,2	12				
1430	34,8	23	13,9				
1432	35,7	24,5	16,6				
1434	38,1	22,3	11,1				
1436	35,3	19,9					
1437	28,8	18,1					
1438	34	21,7					
1439	34,9	23,1					
1440	50,5	21,5					
1442	36,7	22,2					
1445	40,6	22,6	7,1				
1446	29,9	18,9					
1447	34,5	24,4					
1448	28,5	21					
1451	37,4	25,2	5,6				
1453	40,3	19,2					
1454	30,9	20,9	12,7	8,2			

Tabla 89: Estimación factor de forma. Mineral

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1410	0,64	0,47	0,55
1411	0,70	0,37	0,53
1412	0,42	0,00	0,21
1413	0,65	0,00	0,33
1414	0,46	0,43	0,45
1417	0,93	0,00	0,46
1418	0,47	0,45	0,46
1419	0,64	0,00	0,32
1422	0,66	0,00	0,33
1423	0,64	0,00	0,32
1424	0,60	0,35	0,47
1425	0,82	0,00	0,41
1426	0,61	0,00	0,30
1427	0,77	0,59	0,68
1430	0,66	0,60	0,63
1432	0,69	0,68	0,68
1434	0,59	0,50	0,54
1436	0,56	0,00	0,28
1437	0,63	0,00	0,31
1438	0,64	0,00	0,32
1439	0,66	0,00	0,33
1440	0,43	0,00	0,21
1442	0,60	0,00	0,30
1445	0,56	0,31	0,44
1446	0,63	0,00	0,32
1447	0,71	0,00	0,35
1448	0,74	0,00	0,37
1451	0,67	0,22	0,45
1453	0,48	0,00	0,24
1454	0,68	0,50	0,59
Promedio	0,63	0,18	0,41
Desvest	0,11	0,24	0,13

Grava

Tabla 90: Ejemplo de fragmentos de grava evaluados.



Tabla 91: Grava. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita d1	Circunferencia Inscrita d2	Otras Circunferencias				
			d3	d4	d5	d6	d7
1484	31,7	23,3	5,7	15,6	12,8		
1485	35,7	25,3	8,4	4,2	7,6	8,8	
1486	30,1	24,8	9,8				
1487	36,4	21,5	5,7	6,4	7,9	9,8	
1488	29,8	16,3	8,4	7,2	7,5	3,2	
1489	35,2	21,4	8,5	15,1	19,1		
1490	33,8	24,2	11,5	16,1			
1491	31	20,7	7,8	9,2	13,1		
1492	29,4	19,8	9,6	12,7			
1493	31,3	22,6	6,7	10,1	7,3	10,4	
1495	27,1	20,3	14,7	12,4	10		
1496	33,3	25,3	20,6	25,1			
1497	32	24	16,2	11,1	8,9	6,2	
1498	29,3	18,7	5,3	10,1	13,3		
1499	50,8	15,4	6,8	15,5			
1500	33,7	22,5	10,8	8,3	7,2	7	
1501	35,4	21,8	8,8	14,6	9,4		
1502	29,3	20	8,6	9,9			
1503	39,3	24,2	6,9	8	6,8	12,8	
1504	37,1	22,9	8,7	9,2			
1505	34,9	23,6	13,1	16,6			
1506	35,3	22,3	11,1	23,1	16,8		
1508	33,5	19	13,2				
1509	42,7	24,8					
1510	31,9	22,9	20,3				
1511	40	22,9	17	7,8			
1513	32,3	21,4	9,1	7,6			
1514	40,5	22,6	8,7				
1515	34,6	26,3	16,5				
1516	29,8	20,8	13,6	8,2			

Tabla 92: Estimación factor de forma. Grava.

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1484	0,74	0,49	0,61
1485	0,71	0,29	0,50
1486	0,82	0,40	0,61
1487	0,59	0,35	0,47
1488	0,55	0,40	0,48
1489	0,61	0,67	0,64
1490	0,72	0,57	0,64
1491	0,67	0,48	0,58
1492	0,67	0,56	0,62
1493	0,72	0,38	0,55
1495	0,75	0,61	0,68
1496	0,76	0,90	0,83
1497	0,75	0,44	0,60
1498	0,64	0,51	0,57
1499	0,30	0,72	0,51
1500	0,67	0,37	0,52
1501	0,62	0,50	0,56
1502	0,68	0,46	0,57
1503	0,62	0,36	0,49
1504	0,62	0,39	0,50
1505	0,68	0,63	0,65
1506	0,63	0,76	0,70
1508	0,57	0,69	0,63
1509	0,58	0,00	0,29
1510	0,72	0,89	0,80
1511	0,57	0,54	0,56
1513	0,66	0,39	0,53
1514	0,56	0,38	0,47
1515	0,76	0,63	0,69
1516	0,70	0,52	0,61
Promedio	0,65	0,51	0,58
Desvest	0,10	0,18	0,11

Mortero

Tabla 93: Ejemplo de fragmentos de Mortero evaluados.



Tabla 94: Mortero. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita	Circunferencia Inscrita	Otras Circunferencias					
	d1	d2	d3	d4	d5	d6	d7	d8
1350	50,4	19,2	7,5	5,1	10,1			
1351	37,4	24,4	6,22	4,9	4,6	6,1	10,3	3,7
1352	33,8	24,1	8,5	4,4	5,5	9		
1353	40,7	22	3,52	3,6	4,26	5,1		
1354	38,4	19,9	7,7	3,7	4,4	3,7	5,3	
1355	30,6	19,9	4,1	8	3,4	3,2		
1356	31,9	22,2	5,3					
1357	42,4	22,1	5,9	6	2,8			
1358	38,5	24,6	6,3	7,6	4,1			
1359	39,3	24,8	7,3	6,4	6,3			
1360	48,6	19,3	6,8	5,5				
1361	39	25,5	5,45	6,2	6,4			
1362	39,7	23,2	7,3	5,8	6,8			
1363	34,6	21,5	7,6	5,2	9,7			
1364	30,7	24,1	9	4,6	4,8			
1365	26,7	20,6	6,8	3,1				
1366	39,7	19,3	7,1	3,8	5,7			
1367	49,7	19,5	7,4	2,8	5,7	10,7	6,3	6,6
1368	49,2	20,5	3,8	6,5	5,5	8,7	5,8	
1369	48,5	18,7	4,4	11,3	4,3			
1370	36,9	21,2	9,1	5,3	3,5			
1371	42	21,8	7,4	3,8	6,9	4,9	5,3	
1372	51,4	22	5	6,8	5,3	7,3	6,1	5,3
1373	34	20,5	6,3	16,8	8,9			
1374	43,5	21,9	12,9	6	15			
1375	46,3	25,3	3,1	6,4	6,7	10,8		
1376	37,4	26,2	8,4	8,1	6,9			
1377	43,9	23,6	6,5	6,3	7,8	2,8		
1378	36,6	25	6,9	5,1	4,5	7,8	9,5	
1379	34	24	5,4	5,2				

Tabla 95: Estimación factor de forma. Mortero

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1350	0,38	0,39	0,39
1351	0,65	0,24	0,45
1352	0,71	0,28	0,50
1353	0,54	0,19	0,36
1354	0,52	0,25	0,38
1355	0,65	0,23	0,44
1356	0,70	0,24	0,47
1357	0,52	0,22	0,37
1358	0,64	0,24	0,44
1359	0,63	0,27	0,45
1360	0,40	0,32	0,36
1361	0,65	0,24	0,44
1362	0,58	0,29	0,44
1363	0,62	0,35	0,49
1364	0,79	0,25	0,52
1365	0,77	0,24	0,51
1366	0,49	0,29	0,39
1367	0,39	0,34	0,36
1368	0,42	0,30	0,36
1369	0,39	0,36	0,37
1370	0,57	0,28	0,43
1371	0,52	0,26	0,39
1372	0,43	0,27	0,35
1373	0,60	0,52	0,56
1374	0,50	0,52	0,51
1375	0,55	0,27	0,41
1376	0,70	0,30	0,50
1377	0,54	0,25	0,39
1378	0,68	0,27	0,48
1379	0,71	0,22	0,46
Promedio	0,57	0,29	0,43
Desvest	0,12	0,08	0,06

Ladrillo

Tabla 96: Ejemplo de fragmentos de Ladrillo evaluados.



Tabla 97: Ladrillo. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita d1	Circunferencia Inscrita d2	Otras Circunferencias							
			d3	d4	d5	d6	d7	d8	d9	
1258	55	25,7	9,4	11	5,1	9				
1259	43	22	6,7	6,5	4	5,6	6,5			
1261	36,5	17,4	8,2	4,5	7	9,7				
1262	43	19	7	8	3,3	5,2				
1263	35	20	6	4	3,3	4,8	5,6			
1264	38	20,1	3,6	5,9	6,6	4,8	7,3	4,1	3,3	
1265	32	20	2,8	3,9	4,7	2	3,7			
1266	38	22	4,7	7,7	7,7	8,7	5,4	3,3		
1267	46	24	4,8	8,8	2,6	6,9				
1268	38	25	5,4	3,4						
1269	31	22	4,2	3	7,8	3,4	10			
1270	36,5	24	3	3,4	6,1	4,8				
1271	40	20	4,2	3,2	6	5				
1272	41	18	4	6,3	4,5	5,8	4,8			
1273	41	21	5,3	6,5	5,4	4	3,9			
1274	46	25	6,6	3,3	4,7	7,4				
1275	36	24	9,7	6,5	2,8	6				
1276	36	18	7	3,6	3,3	7,7				
1277	52,1	23,2	3,4	2,2	3,4	11	6,4	8,8		
1278	37	25	4	3,8						
1279	31	21	8,7	3,8						
1280	38	21	12	7,8	4,6					
1281	38	22	4	6	3,5					
1282	41	22	4,3	8,1	5,3	6,9				
1283	38,5	23	3,5	4,8	6,7					
1284	32	21	2,5	5,8	8,1	5,5	4,4			
1285	50	17	6	7,9	3,5	6				
1286	34	22	7,5	3,3	4,1	3,8	10			
1287	37	22	6,7	3	2,7	3,6	3			
1288	35	23	3,9	5,5	8					

Tabla 98: Estimación factor de forma. Ladrillo

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1258	0,47	0,34	0,40
1259	0,51	0,27	0,39
1261	0,48	0,42	0,45
1262	0,44	0,31	0,38
1263	0,57	0,24	0,40
1264	0,53	0,25	0,39
1265	0,63	0,17	0,40
1266	0,58	0,28	0,43
1267	0,52	0,24	0,38
1268	0,66	0,18	0,42
1269	0,71	0,26	0,48
1270	0,66	0,18	0,42
1271	0,50	0,23	0,37
1272	0,44	0,28	0,36
1273	0,51	0,24	0,38
1274	0,54	0,22	0,38
1275	0,67	0,26	0,46
1276	0,50	0,30	0,40
1277	0,45	0,25	0,35
1278	0,68	0,16	0,42
1279	0,68	0,30	0,49
1280	0,55	0,39	0,47
1281	0,58	0,20	0,39
1282	0,54	0,28	0,41
1283	0,60	0,22	0,41
1284	0,66	0,25	0,45
1285	0,34	0,34	0,34
1286	0,65	0,26	0,45
1287	0,59	0,17	0,38
1288	0,66	0,25	0,45
Promedio	0,57	0,25	0,41
Desvest	0,09	0,06	0,04

Yeso

Tabla 99: Ejemplo de fragmentos de Yeso evaluados.



Tabla 100: Yeso. Circunferencias medidas de acuerdo a metodología.

Identificación DSCN	Circunferencia Circunscrita	Circunferencia Inscrita	Otras Circunferencias							
			d1	d2	d3	d4	d5	d6	d7	d8
1380	49,3	13	6,9	5	3,5	8,3	4			
1381	52,1	23,2	2,8	2,3	6,8	10,5	6,2	5		
1382	42,8	24	4,2	5,8	8,7	6,7				
1383	34	23,8	5,1	6,4	3,6					
1384	37	26,5	5,4	5,1	7,2	4,1				
1385	36	21,7	3	6,7	5,6	3,6				
1386	38,6	22	2,7	5,6	15					
1387	39,7	21,2	8,5	6,5	10,3					
1388	49,7	19,1	4,2	5,4	3,7	4,3				
1389	40,3	22,9	8,1	2,5	14,9	3,7	2,7	4,4	2,6	
1390	52,3	20,4	7,1	4,8						
1391	41	23	5,3	6,6	6,1	2,8				
1392	35,1	24,4	5,2	4,6						
1393	43,7	25,6	7,6	6,6	4,5					
1394	35,5	20	3	6,9	3,2					
1395	40	21,4	3,5							
1396	39,6	19	7,9	8,5						
1397	35,6	22,6	5,9							
1398	49,5	23,6	5,3							
1399	36,5	20,5	3,8	6,5						
1400	49,9	25,4	4,6	8,5	5,5	4,8	3,2	2,1	4,1	
1401	42,1	19,9	3,9	7,1	5					
1402	40,4	18,4	25	6,2						
1403	37,8	17,8	4,9	5,4						
1404	33	23	5,2	8,5						
1405	36,3	21	6,1	7						
1406	37,9	26,4								
1407	47,4	20,6	3,5	9,3	8,5	5				
1408	35,2	23,1								
1409	44,7	23,1	13	4,9						

Tabla 101: Estimación factor de forma. Yeso

Fragmento (Notación)	Esfericidad	Redondez	Regularidad
1380	0,26	0,43	0,34
1381	0,45	0,24	0,34
1382	0,56	0,26	0,41
1383	0,70	0,21	0,46
1384	0,72	0,21	0,46
1385	0,60	0,22	0,41
1386	0,57	0,35	0,46
1387	0,53	0,40	0,47
1388	0,38	0,23	0,31
1389	0,57	0,24	0,41
1390	0,39	0,29	0,34
1391	0,56	0,23	0,39
1392	0,70	0,20	0,45
1393	0,59	0,24	0,41
1394	0,56	0,22	0,39
1395	0,54	0,16	0,35
1396	0,48	0,43	0,46
1397	0,63	0,26	0,45
1398	0,48	0,22	0,35
1399	0,56	0,25	0,41
1400	0,51	0,18	0,35
1401	0,47	0,27	0,37
1402	0,46	0,85	0,65
1403	0,47	0,29	0,38
1404	0,70	0,30	0,50
1405	0,58	0,31	0,45
1406	0,70	0,00	0,35
1407	0,43	0,32	0,38
1408	0,66	0,00	0,33
1409	0,52	0,39	0,45
Promedio	0,55	0,27	0,41
Desvest	0,11	0,15	0,07

ANEXO E

Ensayo de Carga Puntual

A continuación, se presenta el detalle de los resultados del ensayo de carga puntual aplicado al set de materiales, según la norma ASTM D5731-08.

Mineral

Tabla 102: Datos de ensayo. Muestra Mineral

Distancia entre puntas (D) [mm]	Ancho Promedio [mm]	Fuerza de Ruptura [kN]	De [mm]	De ² [mm ²]	Indice de Carga Puntual (Is) [MPa]	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀) [Mpa]	Muestra Falla por
15,7	27,28	9,2	23,32	543,82	16,92	0,71	12,00	Matriz
20,4	24,87	10,61	25,38	644,14	16,47	0,74	12,14	Matriz
21,5	21,54	9,9	24,27	589,03	16,81	0,72	12,14	Matriz
14,5	25,43	8,49	21,63	467,86	18,15	0,69	12,45	Matriz
18,1	21,34	12,03	22,18	491,95	24,45	0,69	16,96	Matriz
20,5	21,43	14,15	23,67	560,27	25,26	0,71	18,04	Matriz

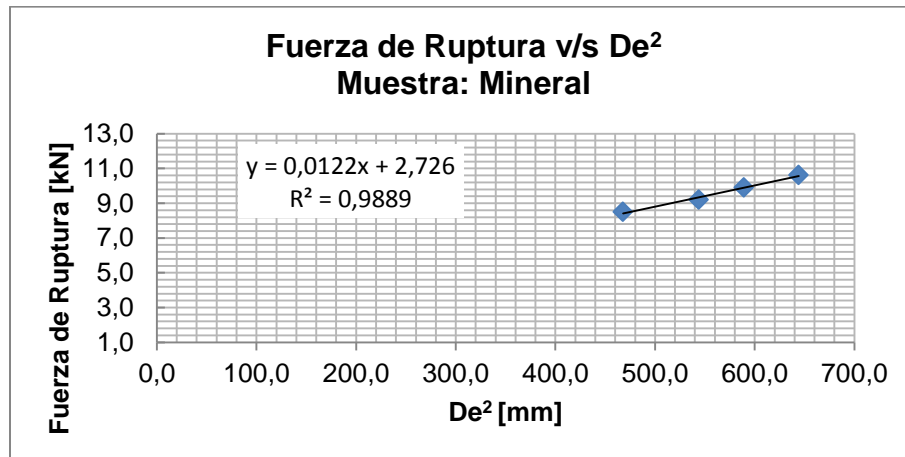


Gráfico 35: Fuerza de Ruptura v/s De². Muestra Mineral

Apegado a la metodología, se han descartado de la correlación los puntos 5 y 6 considerando que se desvían considerablemente de la tendencia lineal presentada.



Figura 50: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Mineral

Grava

Tabla 103: Datos de ensayo. Muestra Mineral

Distancia entre puntas (D)	Ancho Promedio	Fuerza de Ruptura	De	De ²	Indice de Carga Puntual (Is)	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀)	Muestra Falla por
[mm]	[mm]	[kN]	[mm]	[mm ²]	[MPa]		[Mpa]	
15,7	27,28	9,2	23,32	543,82	16,92	0,71	12,00	Matriz
20,4	24,87	10,61	25,38	644,14	16,47	0,74	12,14	Matriz
21,5	21,54	9,9	24,27	589,03	16,81	0,72	12,14	Matriz
14,5	25,43	8,49	21,63	467,86	18,15	0,69	12,45	Matriz
18,1	21,34	12,03	22,18	491,95	24,45	0,69	16,96	Matriz
20,5	21,43	14,15	23,67	560,27	25,26	0,71	18,04	Matriz

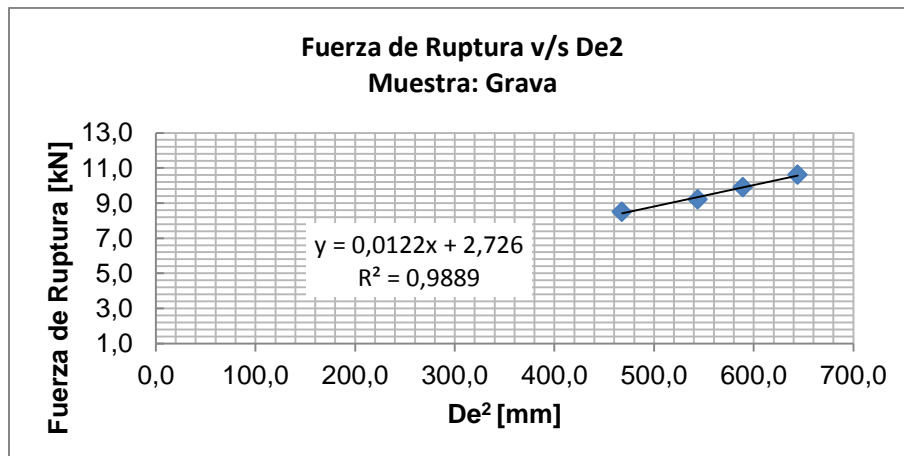


Gráfico 36: Fuerza de Ruptura v/s De². Muestra Grava

Apegado a la metodología, se han descartado de la correlación los puntos 5 y 6 considerando que se desvían considerablemente de la tendencia lineal presentada.



Figura 51: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Grava

Ladrillo

Tabla 104: Datos de ensayo. Muestra Ladrillo

Distancia entre puntas (D)	Ancho Promedio	Fuerza de Ruptura	De	De ²	Indice de Carga Puntual (Is)	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀)	Muestra Falla por
[mm]	[mm]	[kN]	[mm]	[mm ²]	[MPa]		[Mpa]	
15	27,51	0,65	22,92	525,33	1,24	0,70	0,87	Matriz
18,4	54,6	0,71	24,01	576,48	1,23	0,72	0,89	Matriz
12,7	30,58	0,68	22,24	494,62	1,37	0,69	0,95	Matriz
12	30,35	0,65	21,53	463,54	1,40	0,68	0,96	Matriz
16,8	23,31	0,71	22,33	498,63	1,42	0,70	0,99	Matriz
14,6	23,2	0,65	20,75	430,56	1,51	0,67	1,02	Matriz

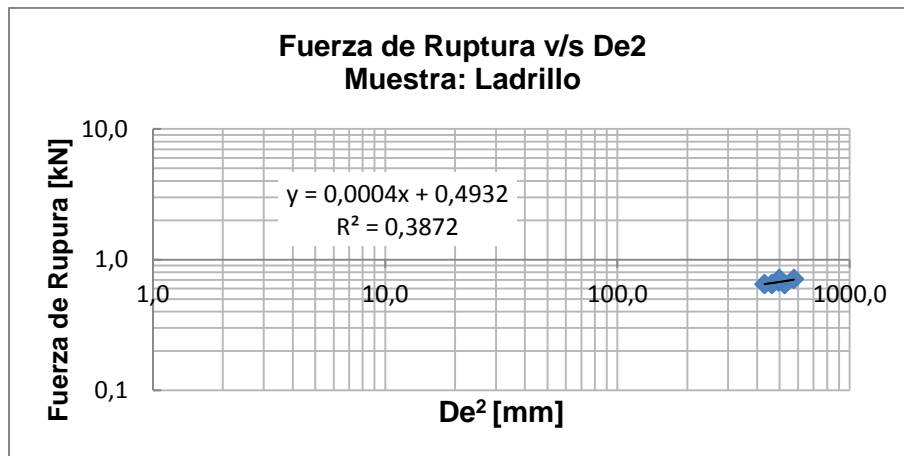


Gráfico 37: Fuerza de Ruptura v/s De². Muestra Ladrillo



Figura 52: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Ladrillo

Yeso

Tabla 105: Datos de ensayo. Muestra Yeso

Distancia entre puntas (D)	Ancho Promedio	Fuerza de Ruptura	De	De ²	Indice de Carga Puntual (Is)	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀)	Muestra Falla por
[mm]	[mm]	[kN]	[mm]	[mm ²]	[MPa]		[Mpa]	
21,27	25,84	0,99	26,45	699,60	1,42	0,75	1,06	Matriz
15,64	23,66	0,85	21,7	470,89	1,81	0,69	1,24	Matriz
12,07	33,13	0,96	22,56	508,95	1,89	0,70	1,32	Matriz
19,83	22,16	1,1	23,65	559,32	1,97	0,71	1,40	Matriz
17,49	22,65	1,24	22,46	504,45	2,46	0,70	1,71	Matriz
19,32	20,91	1,41	22,68	514,38	2,74	0,70	1,92	Matriz

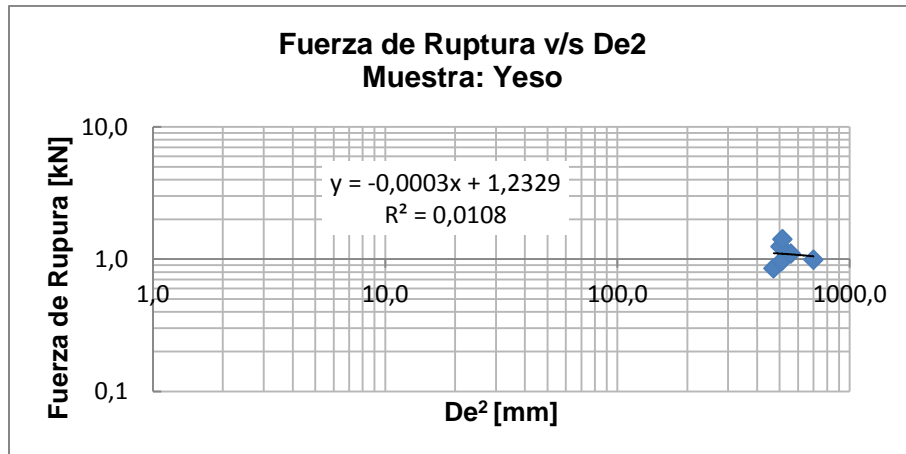


Gráfico 38: Fuerza de Ruptura v/s De². Muestra Yeso



Figura 53: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Yeso.

Carbón

Tabla 106: Datos de ensayo. Muestra Carbón

Distancia entre puntas (D)	Ancho Promedio	Fuerza de Ruptura	De	De ²	Indice de Carga Puntual (Is)	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀)	Muestra Falla por
[mm]	[mm]	[kN]	[mm]	[mm ²]	[MPa]		[Mpa]	
16,96	28,44	0,71	24,78	614,05	1,16	0,73	0,84	Matriz
14,85	31,15	0,82	24,27	589,03	1,39	0,72	1,01	Matriz
13,05	33,95	0,85	23,75	564,06	1,51	0,72	1,08	Matriz
18,84	25,56	0,98	24,76	613,06	1,60	0,73	1,17	Matriz
18,72	28,23	1,1	25,94	672,88	1,63	0,74	1,22	Matriz
20,01	24,24	1,2	24,85	617,52	1,94	0,73	1,42	Matriz

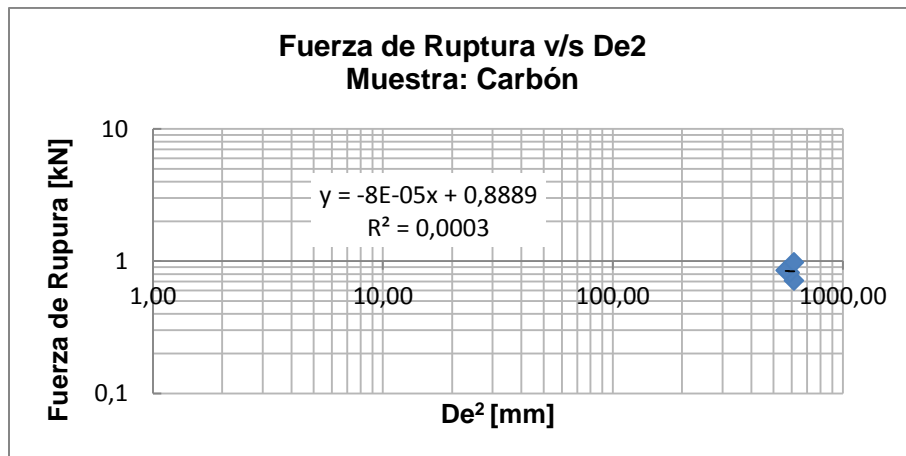


Gráfico 39: Fuerza de Ruptura v/s De². Muestra Carbón

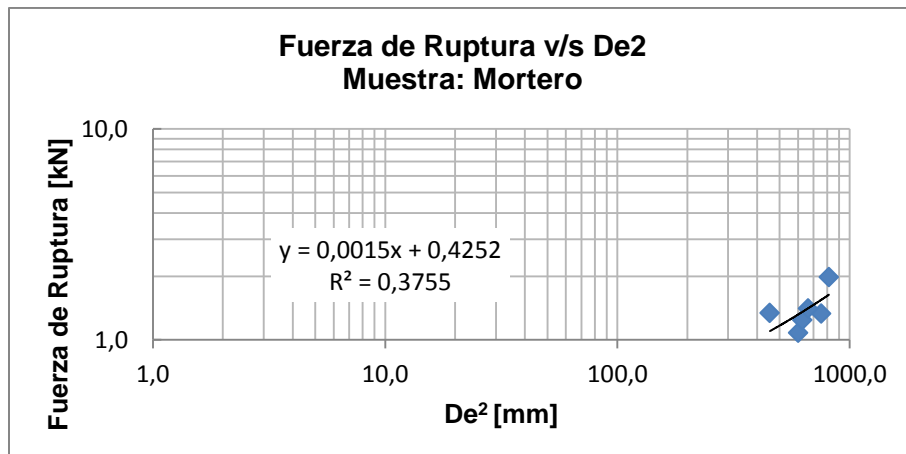


Figura 54: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Carbón.

Mortero

Tabla 107: Datos de ensayo. Muestra Mortero

Distancia entre puntas (D)	Ancho Promedio	Fuerza de Ruptura	De	De ²	Indice de Carga Puntual (Is)	Factor de Corrección (F)	Indice de Carga Puntual (Is ₅₀)	Muestra Falla por
[mm]	[mm]	[kN]	[mm]	[mm ²]	[MPa]		[Mpa]	
14,98	31,51	1,08	24,52	601,23	1,80	0,73	1,30	Matriz
17,8	33,37	1,33	27,5	756,25	1,76	0,76	1,34	Matriz
16,85	29,22	1,24	25,04	627,00	1,98	0,73	1,45	Matriz
20,35	25,57	1,41	25,74	662,55	2,13	0,74	1,58	Matriz
16,7	38,3	1,98	28,54	814,53	2,43	0,78	1,89	Matriz
16,98	20,97	1,34	21,29	453,26	2,96	0,68	2,01	Matriz



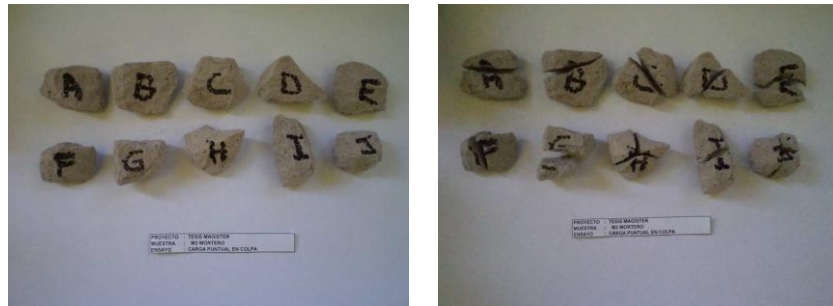


Figura 55: Fragmentos pre y post ensayo. Muestra Mortero.

ANEXO F

Ajuste Estadístico

Funciones de densidad de probabilidad

A continuación, se presentan las funciones de densidad de probabilidad estimadas para cada experimento. Adicionalmente se incluye los valores del test estadístico de Test de Kolmogorov – Smirnov.

Experimento 2: Caso Base

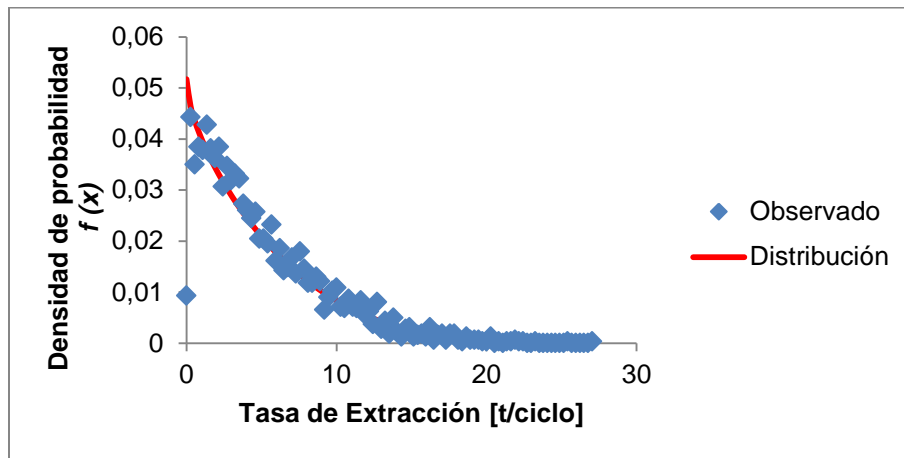


Gráfico 40: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 2

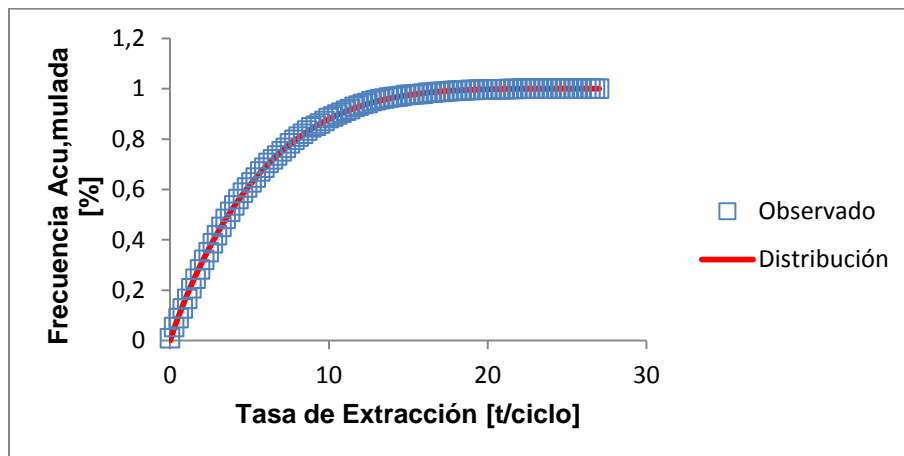


Gráfico 41: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 2

Tabla 108: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 2

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	3228				
Estadística	0,01844				
Valor P	0,21964				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,01889	0,02153	0,0239	0,02672	0,02867
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 3

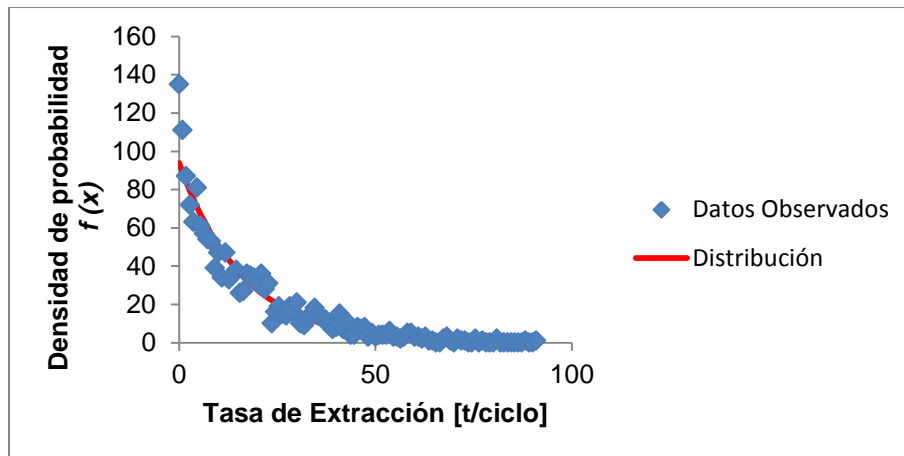


Gráfico 42: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 3

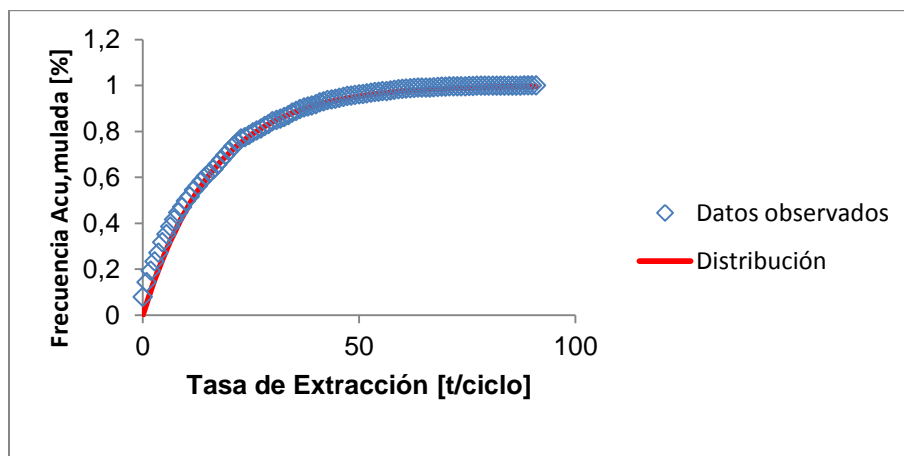


Gráfico 43: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp.3

Tabla 109: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 3

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	1597				
Estadística	0,03055				
Valor P	0,09944				
Rango	2				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,02685	0,0306	0,03398	0,03799	0,04076
Rechazar?	Sí	No	No	No	No

Experimento 4

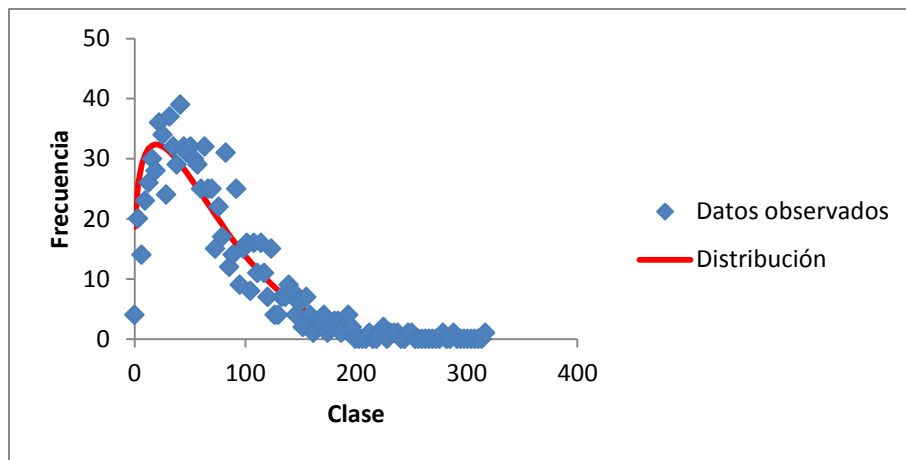


Gráfico 44: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 4

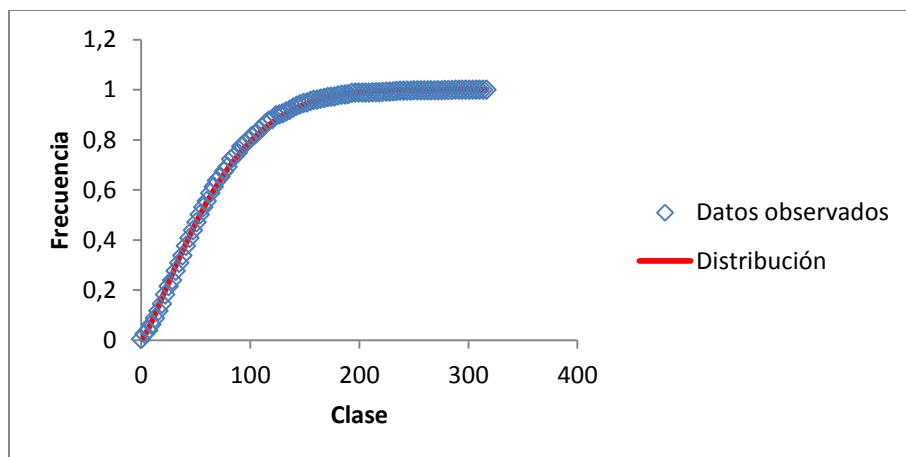


Gráfico 45: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 4

Tabla 110: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 4

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	1000				
Estadística	0,0289				
Valor P	0,36694				
Rango	3				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,03393	0,03867	0,04294	0,048	0,05151
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 5

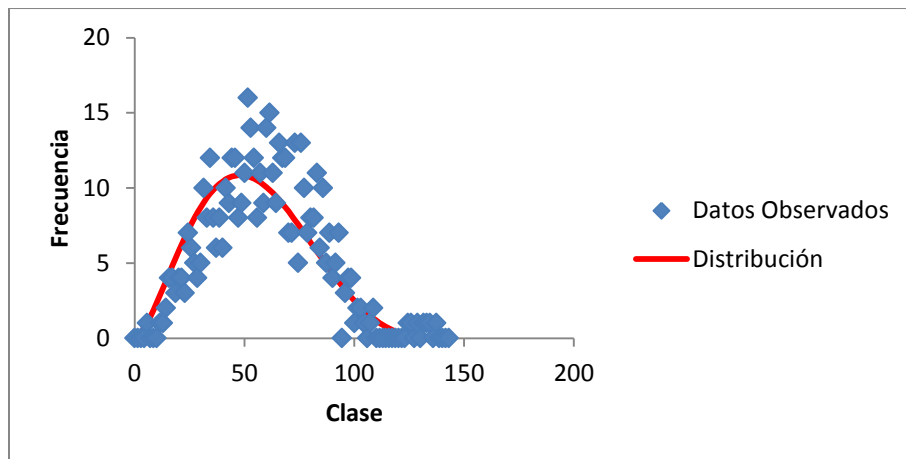


Gráfico 46: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 5

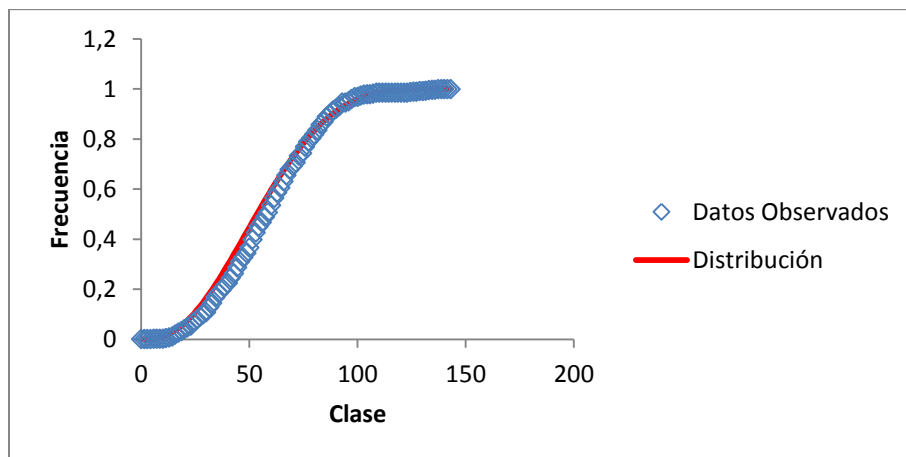


Gráfico 47: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 5

Tabla 111: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 5

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	500				
Estadística	0,02601				
Valor P	0,87859				
Rango	5				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,04799	0,05469	0,06073	0,06789	0,07285
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 6

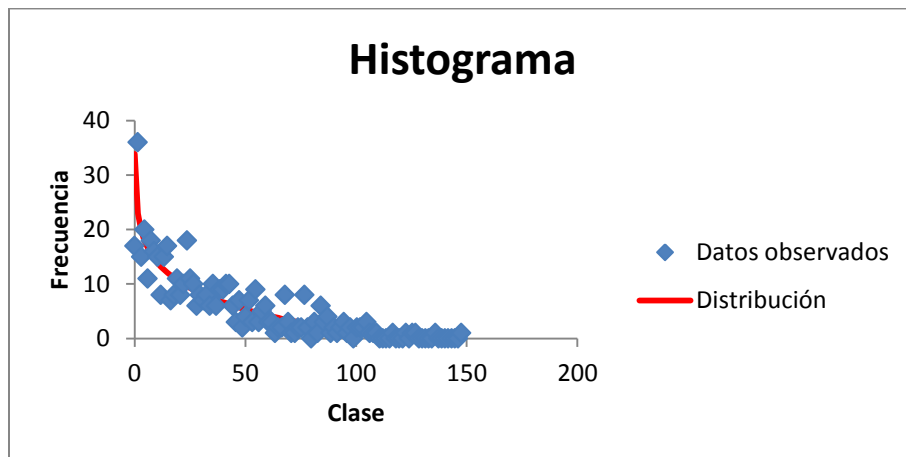


Gráfico 48: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 6

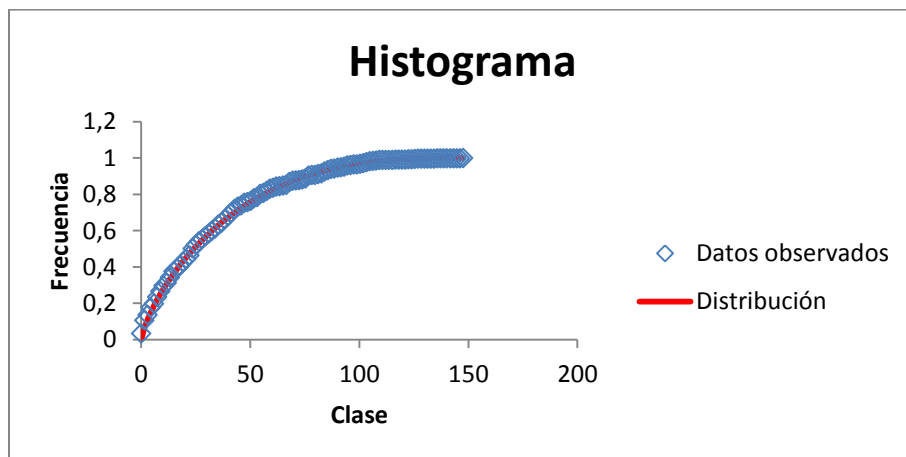


Gráfico 49: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 6

Tabla 112: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 6

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	483				
Estadística	0,02832				
Valor P	0,82254				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,04882	0,05565	0,06179	0,06907	0,07412
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 7

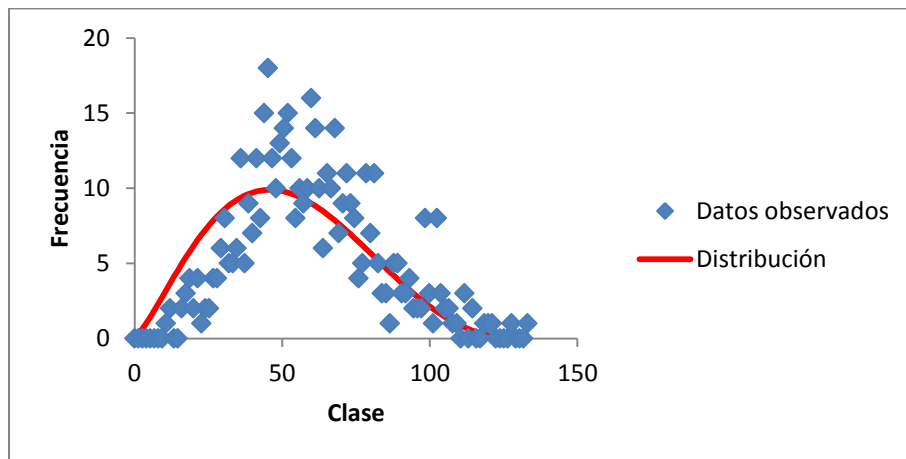


Gráfico 50: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 7

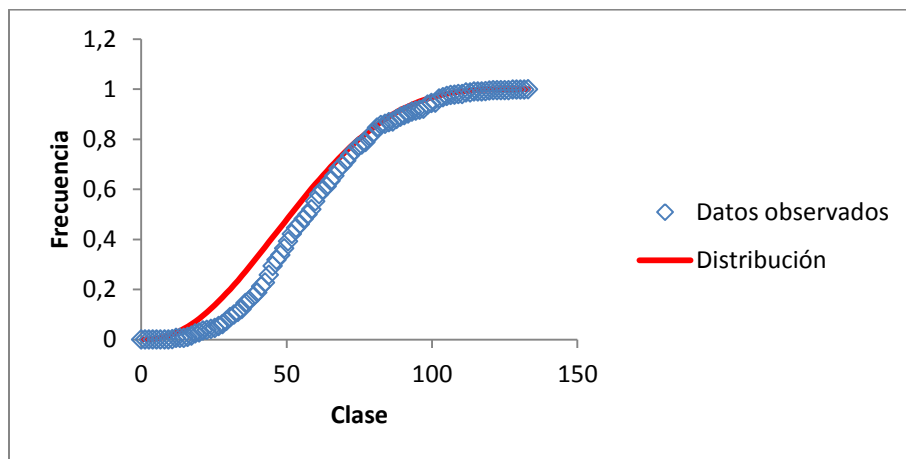


Gráfico 51: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 7

Tabla 113: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 7

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	500				
Estadística	0,05795				
Valor P	0,06688				
Rango	9				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,04799	0,05469	0,06073	0,06789	0,07285
Rechazar?	Sí	Sí	No	No	No

Experimento 8

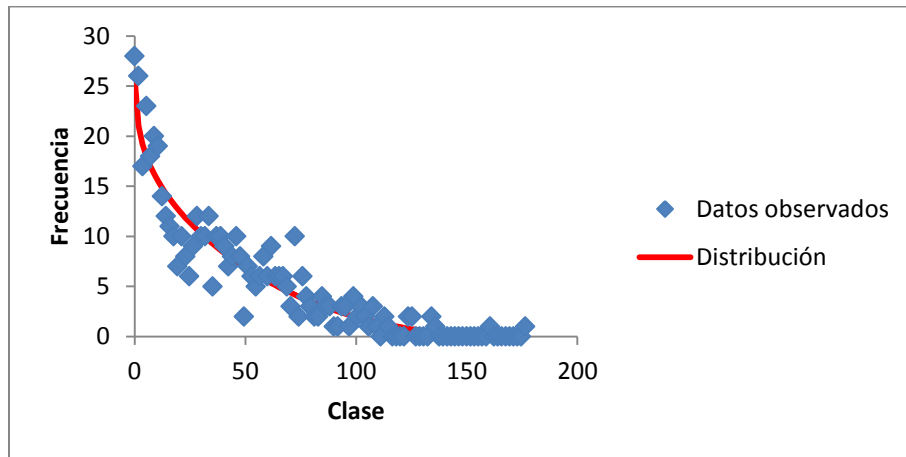


Gráfico 52: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 8

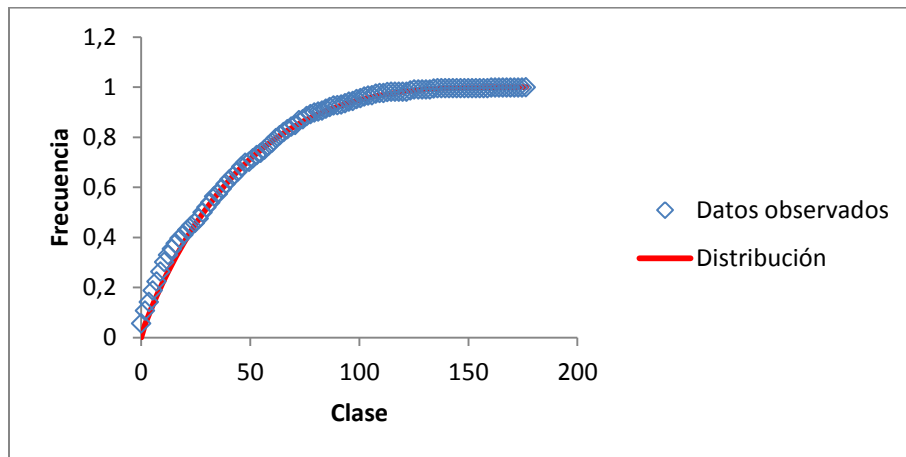


Gráfico 53: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 8

Tabla 114: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 8

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	472				
Estadística	0,032				
Valor P	0,70665				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,04939	0,05629	0,06251	0,06987	0,07498
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 9

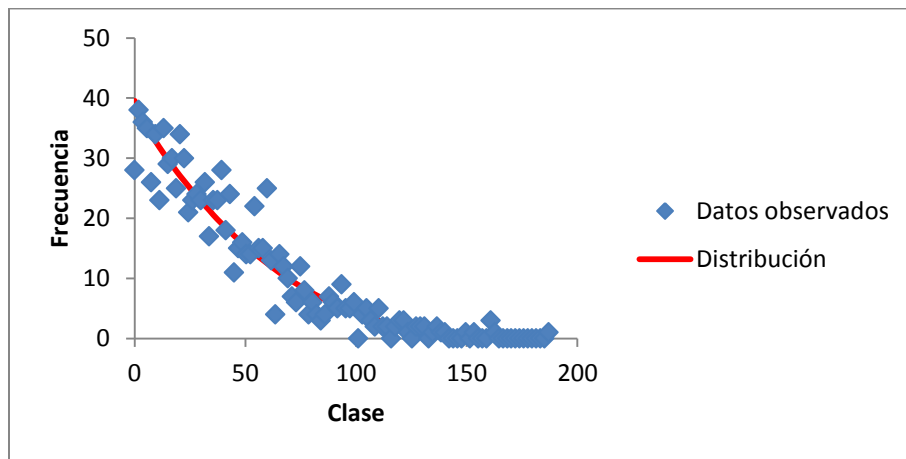


Gráfico 54: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 9

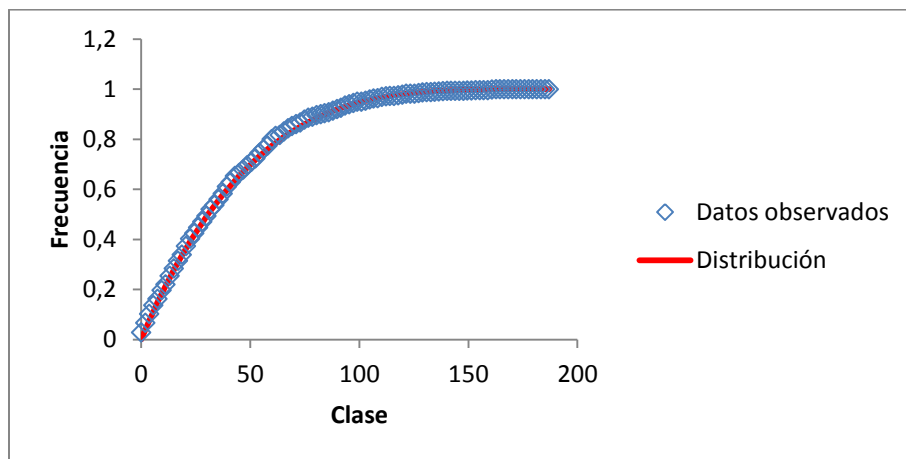


Gráfico 55: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 9

Tabla 115: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 9

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	972				
Estadística	0,02328				
Valor P	0,65915				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,03442	0,03923	0,04356	0,04869	0,05225
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 10

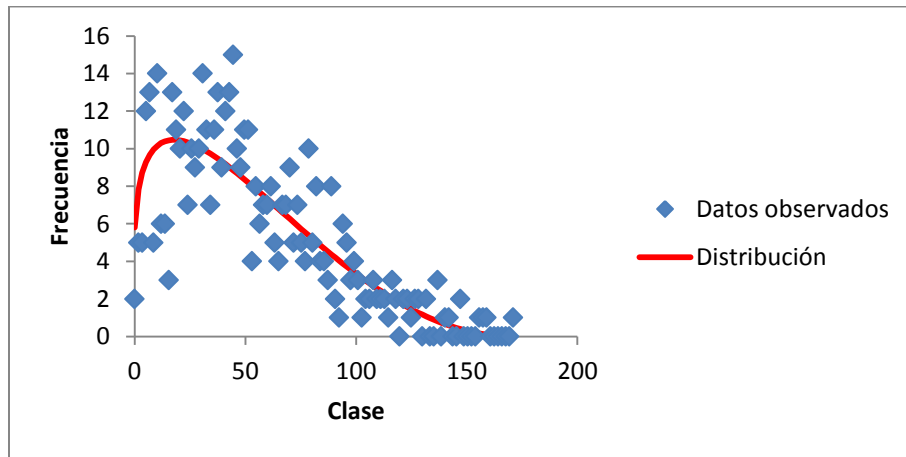


Gráfico 56: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 10

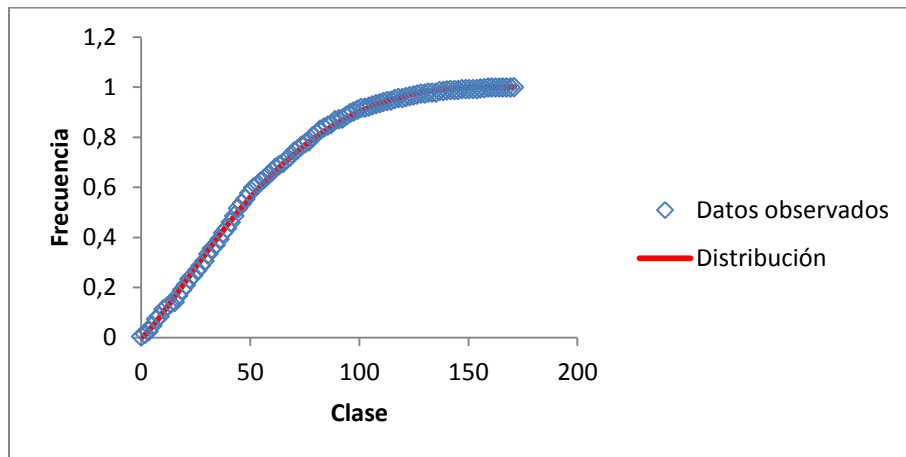


Gráfico 57: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 10

Tabla 116: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 10

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	500				
Estadística	0,0295				
Valor P	0,76528				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,04799	0,05469	0,06073	0,06789	0,07285
Rechazar?	No	No	No	No	No

Experimento 11

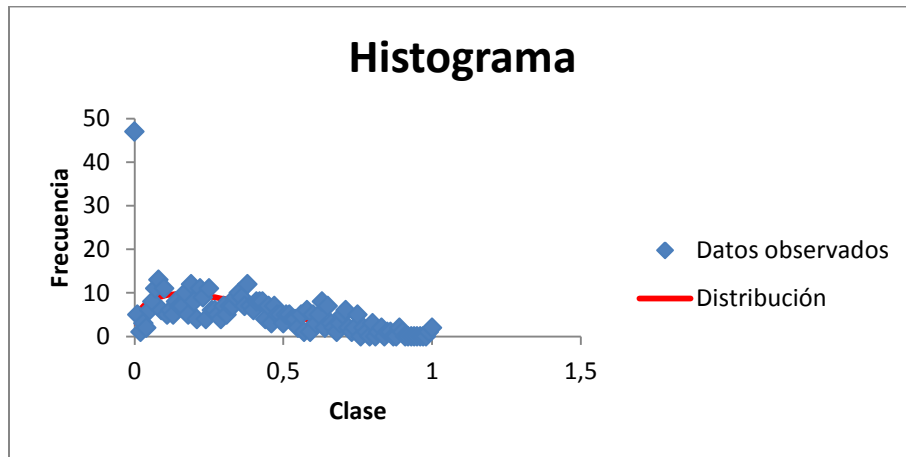


Gráfico 58: Función densidad de probabilidad v/s Datos Exp. 11

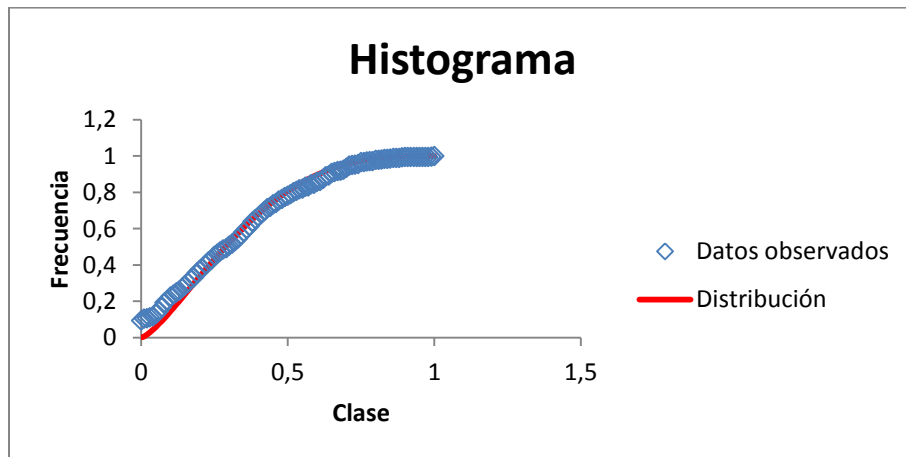


Gráfico 59: Frecuencia Acumulada Distribución v/s Datos Exp. 11

Tabla 117: Test Kolmogorov - Smirnov para ajuste distribución Exp. 11

Kolmogorov-Smirnov					
Tamaño de la muestra	453				
Estadística	0,03477				
Valor P	0,63089				
Rango	1				
α	0,2	0,1	0,05	0,02	0,01
Valor crítico	0,05041	0,05746	0,0638	0,07132	0,07654
Rechazar?	No	No	No	No	No

Test de significancia estadística

Se presentan a continuación los test estadísticos T de Student y F de Fischer para los distintos pares de datos del set experimental.

Experimento 2 – Experimento 3

Tabla 118: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 3

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 3 [t/ciclo]
Media	4,66845	1,82439
Varianza	15,76492	3,48278
Observaciones	3228	1732
Grados de libertad	3227	1731
F	4,52654	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,07223	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 3 [t/ciclo]
Media	4,66845	1,82439
Varianza	15,76492	3,48278
Observaciones	3228	1732
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	4887	
Estadístico t	34,25182	
P(T<=t) una cola	6,0E-231	
Valor crítico de t (una cola)	1,64517	
P(T<=t) dos colas	1,2E-230	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96045	

Experimento 2 – Experimento 4

Tabla 119: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 4

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 4 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,98546
Varianza	15,76492	34,06201
Observaciones	3228	1000
Grados de libertad	3227	999
F	0,46283	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	0,92020	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 4 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,98546
Varianza	15,76492	34,06201
Observaciones	3228	1000
Varianza agrupada	20,090239	
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	4226	
Estadístico t	-20,44808	
P(T<=t) una cola	5,3E-89	
Valor crítico de t (una cola)	1,64521	
P(T<=t) dos colas	1,0E-88	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96053	

Experimento 2 – Experimento 5

Tabla 120: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 5

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 5 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,31940
Varianza	15,76492	8,48983
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	1,85692	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,12147	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 5 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,31940
Varianza	15,764923	8,48983
Observaciones	3228	500
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	814	
Estadístico t	-17,91818	
P(T<=t) una cola	4,4E-61	
Valor crítico de t (una cola)	1,64673	
P(T<=t) dos colas	8,9E-61	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96288	

Experimento 2 – Experimento 6

Tabla 121: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 6

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 6 [t/ciclo]
Media	4,66845	3,99598
Varianza	15,76492	13,45572
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	1,17162	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,12147	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 6 [t/ciclo]
Media	4,6684528	3,99598
Varianza	15,764923	13,45572
Observaciones	3228	500
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	693	
Estadístico t	1,77132	
P(T<=t) una cola	8,812E-05	
Valor crítico de t (una cola)	1,64706	
P(T<=t) dos colas	0,0001762	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96339	

Experimento 2 – Experimento 7

Tabla 122: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 7

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 7 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,39451
Varianza	15,76492	7,88720
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	1,99570	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,12159	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 7 [t/ciclo]
Media	4,66845	7,39451
Varianza	15,76492	7,88720
Observaciones	3228	500
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	843	
Estadístico t	-18,9665	
P(T<=t) una cola	2,2E-67	
Valor crítico de t (una cola)	1,64666	
P(T<=t) dos colas	4,4E-67	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96278	

Experimento 2 – Experimento 8

Tabla 123: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 8

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 8 [t/ciclo]
Media	4,66845	4,42501
Varianza	15,76492	16,07684
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	0,98000	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	0,89636	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 8 [t/ciclo]
Media	4,66845	4,42501
Varianza	15,76492	16,07684
Observaciones	3228	500
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	660	
Estadístico t	1,26494	
P(T<=t) una cola	0,10316	
Valor crítico de t (una cola)	1,64717	
P(T<=t) dos colas	0,20633	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96356	

Experimento 2 – Experimento 9

Tabla 124: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 9

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 9 [t/ciclo]
Media	4,66845	4,69436
Varianza	15,76492	15,66051
Observaciones	3228	1000
Grados de libertad	3227	999
F	1,00695	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,08912	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 9 [t/ciclo]
Media	4,66845	4,69436
Varianza	15,76492	15,66051
Observaciones	3228	1000
Varianza agrupada	15,740241	
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	4226	
Estadístico t	-0,18044	
P(T<=t) una cola	0,42840	
Valor crítico de t (una cola)	1,64521	
P(T<=t) dos colas	0,85681	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96053	

Experimento 2 – Experimento 10

Tabla 125: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 10

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 10 [t/ciclo]
Media	4,66845	6,26162
Varianza	15,76492	18,00603
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	0,87554	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	0,89644	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 10 [t/ciclo]
Media	4,66845	6,26162
Varianza	15,76492	18,00603
Observaciones	3228	500
Varianza agrupada	16,06506	
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	3726	
Estadístico t	-8,27053	
P(T<=t) una cola	9,1E-17	
Valor crítico de t (una cola)	1,64526	
P(T<=t) dos colas	1,8E-16	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96060	

Experimento 2 – Experimento 11

Tabla 126: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 2 y 11

<i>Fischer</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 11 [t/ciclo]
Media	4,66845	3,96326
Varianza	15,76492	8,37512
Observaciones	3228	500
Grados de libertad	3227	499
F	1,88235	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,12147	

<i>Student</i>	Exp 2 [t/ciclo]	Exp 11 [t/ciclo]
Media	4,66845	3,96326
Varianza	15,76492	8,37512
Observaciones	3228	500
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	822	
Estadístico t	4,79448	
P(T<=t) una cola	9,6E-07	
Valor crítico de t (una cola)	1,64671	
P(T<=t) dos colas	1,9E-06	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96285	

Experimento 5 – Experimento 7

Tabla 127: Test de Fischer y de Student para los Experimentos 5 y 7

<i>Fischer</i>	Exp 5 [t/ciclo]	Exp 7 [t/ciclo]
Media	7,31940	7,39451
Varianza	8,48983	7,88720
Observaciones	500	500
Grados de libertad	499	499
F	1,07641	
P(F<=f) una cola	0	
Valor crítico para F (una cola)	1,15883	

<i>Student</i>	Exp 5 [t/ciclo]	Exp 7 [t/ciclo]
Media	7,31940	7,39451
Varianza	8,48983	7,88720
Observaciones	500	500
Varianza agrupada	8,18851	
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	998	
Estadístico t	-0,41504	
P(T<=t) una cola	0,33910	
Valor crítico de t (una cola)	1,64638	
P(T<=t) dos colas	0,67820	
Valor crítico de t (dos colas)	1,96234	

Regresión Multivariable

Modelo 1: Regresión lineal multivariadas para todos los datos Modelo 3D

Tabla 128: Estadísticas de Modelo multivariable

Estadísticas de la Regresión	
Coeficiente de correlación múltiple	0,47659375
Coeficiente de determinación R ²	0,2271416
R ² ajustado	0,22585092
Error típico	3,86582991
Observaciones	3000

Análisis de la Varianza					
	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Promedio de los cuadrados	F	Valor crítico de F
Regresión	5	13150,2506	2630,05013	175,986171	1,45E-164
Residuos	2994	44744,2548	14,9446409		
Total	2999	57894,5054			

	Coeficientes	Error típico	Estadístico t	Probabilidad	Inferior 95%	Superior 95%
Intercepción	-14,935308	2,82036861	-5,29551633	1,2727E-07	-20,4653645	-9,40525156
d80	-3,9508214	0,36492023	-10,8265345	8,0364E-27	-4,66634116	-3,23530165
Sección	0,70333981	0,06112414	11,506744	5,1679E-30	0,58349025	0,82318936
Lg	-3,38709284	0,24449655	-13,8533359	2,3933E-42	-3,86649108	-2,9076946
Ancho dozer	3,17854568	0,4889931	6,5001851	9,3635E-11	2,21974921	4,13734215
Largo dozer	4,35892929	0,4889931	8,91409156	8,3651E-19	3,40013281	5,31772576

Modelo 2: Regresión lineal multivariables para todos los datos Modelo 3D

Tabla 129: Datos Modelo 2 de regresión de Medias

		[t/ciclo]	d80	Sección	Lg	Ancho dozer	Largo dozer
Exp 3D Orellana (2012)	2	4,7	1,35	16	3,1	1,85	5,5
	3	1,8	1,35	12	3,1	1,85	5,5
	4	7,8	1,35	16	2,1	1,85	5,5
	5	7,1	0,68	16	3,1	1,85	5,5
	10	6,1	1,35	16	3,1	2,35	5,5
	11	4,0	1,35	16	3,1	2,35	5
2D Orellana (2012)	Grava	3,8	1,22	16	3,1	1,85	5,5
	Exp 3	4,5	1,25	16	3,1	1,85	5,5
	Exp 9	4,8	1,25	16	3,5	1,85	5,5
2D Alvarez y Orellana M. (2010)	Exp 10	3,9	1,25	16	4	1,85	5,5
	Exp 11	2,1	1,25	16	4,3	1,85	5,5
	Exp 4	5,3	2	16	3,1	1,85	5,5

Tabla 130: Estadísticas de Modelo multivariable

Estadísticas de la Regresión	
Coefficiente de correlación múltiple	0,905
Coefficiente de determinación R ²	0,819
R ² ajustado	0,669
Error típico	1,019
Observaciones	12

Análisis de la Varianza					
	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Promedio de los cuadrados	F	Valor crítico de F
Regresión	5	28,2434048	5,64868096	5,44160313	0,03113149
Residuos	6	6,22832738	1,03805456		
Total	11	34,4717322			

Estadísticas de los coeficientes						
	Coefficientes	Error típico	Estadístico t	Probabilidad	Inferior 95%	Superior 95%
Intercepción	-13,1843486	10,7826338	-1,22273917	0,26727359	-39,568503	13,1998057
d ₈₀	-1,14553149	1,08195236	-1,05876333	0,33045835	-3,79297356	1,50191057
Sección	0,84430375	0,26992794	3,12788569	0,02037935	0,18381387	1,50479362
Lg	-2,31309157	0,57570582	-4,01783598	0,00697597	-3,72179296	-0,90439017
Ancho dozer	1,76498751	2,15942353	0,81734198	0,44496817	-3,51893152	7,04890654
Largo dozer	2,45831346	2,15942353	1,13841191	0,29835348	-2,82560557	7,74223249

