



UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**IMPACTO DEL PROCESO DE TRONADURA EN UNA MINA SUBTERRÁNEA SOBRE  
EL DESEMPEÑO DE UNA PLANTA DE CHANCADO – MOLIENDA UNITARIA**

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

FELIPE ADRIÁN LEYTON ARANCIBIA

PROFESOR GUÍA:  
MAGÍN TORRES RUBILAR

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
ALDO CASALI BACELLI  
FERNANDO SILVA CALONGE

SANTIAGO, CHILE  
2017

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR  
AL TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas  
**POR:** Felipe Adrián Leyton Arancibia  
**FECHA:** 31 de marzo, 2017  
**PROFESOR GUÍA:** Magín Torres Rubilar

## **IMPACTO DEL PROCESO DE TRONADURA EN UNA MINA SUBTERRÁNEA SOBRE EL DESEMPEÑO DE UNA PLANTA DE CHANCADO – MOLIENDA UNITARIA**

Hoy en día, el negocio minero se sitúa en un escenario bastante negativo, producto de una prolongada tendencia a la baja en el precio de los metales. Frente a esto, es de vital importancia potenciar los sectores productivos, en particular la pequeña y mediana minería, donde esta última mantiene un aporte anual a la producción de cobre de aproximadamente el 5.3% del total nacional, lo que se traduce en cerca de 300 kt/año de cobre. Frente a este escenario, se propone la incorporación de una metodología enmarcada en la noción del *Mine to Mill*, concepto que ha presentado una muy positiva aplicación en los procesos de gran minería en superficie.

Para llevar a cabo esta metodología, se trabajó inicialmente con una base de datos con información histórica de tronadura de una mediana mina subterránea operada por medio del método de *Sub-Level Stopping*. En la base de datos se destacan 7 sectores productivos, que cuentan con información de la operación de tronadura, caracterización de la roca y parámetros del modelo de distribución granulométrica resultante (Gaudin-Schuhmann).

A partir de la información de tronadura, se desarrolló un modelo predictivo de granulometría, orientado a la determinación de los tamaños característicos P80 y P100. Dichos modelos, fueron validados por medio de la metodología de Montecarlo para asegurar la aleatoriedad requerida del proceso, siendo aceptados ambos modelos con correlaciones mayores al 99%, error relativo de ajuste del orden del 5% y errores relativos de validación cercanos al 17% y 11% para el modelo de P80 y P100, respectivamente.

En base a los modelos desarrollados, se han generado 3 casos de estudio correspondientes a distintas distribuciones de granulometría: fina, intermedia y gruesa. Estos casos fueron combinados a su vez con tres tipos de minerales, clasificados con diversos niveles de durezas. De esta manera, se generaron 9 escenarios de simulación en estado estacionario para una planta con circuito de conminución típico en mediana minería, obteniéndose diferencias en el consumo energético de 18% para minerales duros y -21% con el caso blando con respecto al caso base.

Una vez determinadas las variables de operación de mina y planta de cada uno de los escenarios, estos fueron englobados en un contexto de mercado y estructuras de costos de un caso particular de faena de mediana minería, con el objetivo de realizar una evaluación económica, la cual indicó que para el caso de estudio, los casos de granulometría ROM gruesa obtienen mayor beneficio, cerca del 12% por sobre los casos finos, comparándose con el caso base de cada tipo de mineral. Sin embargo, existen casos en que se puede aprovechar el aumento de aproximadamente el 25% de la capacidad de acopio de gruesos con mantenciones a los equipos aguas abajo.

De esta manera, se concluye que la metodología planteada y aplicada al caso de estudio, no genera valor económico utilizando el concepto de *Mine to Mill*, pero se observa la posibilidad de generar flexibilidad operacional y aprovechar las tasas de acopio, en las diferencias de rendimiento, en mejores limpiezas, mantenciones, u otras alternativas que aumenten la confiabilidad de los procesos. Por otro lado, la implementación en alguna otra faena es factible si se conoce la información requerida para realizar la evaluación económica indicada en el presente estudio.

**ABSTRACT OF THE THESIS SUBMITTED TO  
OBTAIN THE DEGREE OF:** Mining Engineer  
**BY:** Felipe Adrián Leyton Arancibia  
**DATE:** March 31<sup>th</sup>, 2017  
**THESIS ADVISOR:** Magín Torres Rubilar

**IMPACT OF THE BLASTING PROCESS IN AN UNDERGROUND MINE OVER THE  
PERFORMANCE OF A THREE STAGE CRUSHING – SINGLE-STAGE BALL MILL  
CIRCUIT**

Today, the mining business is placed in a negative scenario, due to a prolonged downward trend of metal's price. In view of this, it is vital to strengthen the productive sectors, particularly small and medium-scale mining, where the latter maintains an annual contribution to copper production of approximately 5.3% of the national contribution, which translates into about 300 kt/year of copper. Based on this, it is proposed to incorporate a methodology based on the concept of Mine to Mill, a concept that has presented a very positive application in the processes of large-scale surface mining.

To carry out this methodology, a database with historic information of blast from a medium underground mine operated by Sub-Level Stopping method has been used. In the database, there are 7 productive sectors, which have information about blasting variables, rock characterization and parameters corresponding to the size distribution model (Gaudin-Schuhmann).

From the blasting information, a predictive model of size distribution was developed, oriented to the determination of the characteristic sizes: P80 and P100. These models were validated with Montecarlo's methodology, being accepted both models with correlations greater than 99%, relative adjustment error in order of 5% in both cases and relative validation errors close to 17% and 11% for model of P80 and P100 respectively.

Based on developed models, 3 study cases are generated, corresponding to different granulometric distributions: fine, intermediate and coarse. These cases were combined in turn with three types of minerals, classified with different levels of hardness. In this way, 9 size-hardness simulation scenarios were generated in steady-state for a plant with typical comminution circuit in medium-scale mining, obtaining differences in energy consumption of 18% for hard ores and -21% for soft ones.

Once the operational variables of mine and plant were determined in each scenario, they were used in a market context and cost structures of a case of medium-scale mining, with the objective of performing an economic evaluation, which indicated for the case study that the cases of coarse ROM granulometric distribution produces a greater benefit, about 12% over the fine cases, compared with the base case of each type of ore. However, there are cases where the coarse collection capacity increase approximately 25% could be used with maintenance to downstream equipment.

Finally, it is concluded that the methodology proposed and applied to this case study not generate economic value by using the concept of Mine to Mill, but it is possible to generate operational flexibility and taking advantage of collection rates, due to the performance differences, in better cleanings, maintenances or other alternatives that increase the reliability of processes. On the other hand, the implementation of this methodology in some other mine is feasible if the information required to carry out the economic evaluation in the present study is known.

*“Ask yourself if what you are doing  
today is getting you closer to where  
you want to be tomorrow”*

***A mi familia,**  
imagen constante de  
perseverancia y cariño.*

## AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quiero agradecer a mis padres, por darme todo el apoyo y facilidades para dedicarme a estudiar la carrera que siempre me apasionó. Gracias por el tremendo el esfuerzo que han realizado a lo largo de estos 6 años, gracias por su permanente compañía y preocupación en cada uno de los pasos que han marcado esta enriquecedora etapa, motivándome cada día a dar lo mejor de mí para vivir la vida plenamente. Hoy finalizo muy contento esta etapa sabiendo que lo disfruté y aproveché como ustedes esperaban. A mi mamá, por la constante preocupación de cada uno de mis avances, de que todo estudio estuviera acompañado de una rica comida y su infinito cariño. A mi papá, por su permanente esfuerzo por permitirme vivir esta etapa sin obstáculos ajenos a la universidad, su interés en entablar conversaciones asociadas a minería y su particular forma de demostrarme su cariño. A mis hermanos, Sebastián y Andrés, por mantenerme todos los días familiares con una sonrisa, una broma, una conversación profunda y compartir nuestras experiencias. A mi tío, Patricio, por aquellas infaltables conversaciones mineras en las reuniones familiares, por su incondicional orientación laboral y apoyo en mi desarrollo profesional.

Quiero agradecer también a mis profesores de la comisión, por la oportunidad y apoyo entregado a lo largo de este trabajo. A mi profesor guía, Magín, por toda la ayuda brindada a lo largo de este período, la completa comprensión e interés en mis proyectos personales y por compartir su enriquecedora experiencia conmigo. A mi profesor co-guía, Aldo, por su permanente preocupación por mi avance, por compartir su vasta experiencia en minería, por la oportunidad brindada en el largo camino de sus clases auxiliares y su sobre agendada disponibilidad para recibirme ante cualquier duda. A mi profesor integrante, Fernando, por su insistente interés en adentrarme a los procesos de la mediana minería y su experiencia compartida.

A todos los amigos y compañeros que he conocido a lo largo de mi vida universitaria, y aquellos que desde mucho antes estuvieron y están aún presentes. En particular a mis más cercanos amigos, Felipe, Roberto, Alejandro, Matías, Jaime, Camila, Hernán, por esas infaltables conversaciones y risas para levantar el ánimo, apoyo profesional y encaminarme en lo que me apasiona. A mis compañeros mineros, por aquellas extensas jornadas de trabajo que tantas veces pudimos superar exitosamente. A *Banda Ancha*, por todos los ensayos y presentaciones que potenciaron mi encanto por la música. A los distintos equipos de fútbol que en los que participé, la selección de fútbol de la facultad, la selección de *baby-fútbol* de minería, *Refinos*, *Perforadores*, *Testosterona*, *JuanPutá*, *UFRO*, *ADF* e incluso aquellas *pichangas* de barrio que siempre despejaban la mente y permitieron disfrutar siempre una pasión diferente.

A la Feria Empresarial y su equipo, por ser una tremenda instancia de aprendizaje y formación integral, generando una visión de la universidad completamente distinta a lo que, hasta antes de entrar al proyecto, había vivido; permitiéndome conocer a un grupo de gente tan valiosa, que hoy en día se han convertido en grandes amigos. Al área de logística (2015 y 2016), por la oportunidad de empoderarme y enamorarme del proyecto. Al Directorio 2017, por su permanente apoyo para siempre dar lo mejor de mí, su paciencia en los momentos determinantes del presente trabajo y su amistad más allá de la relación laboral.

Sin ustedes, y todos quienes formaron parte de este proceso, ésta no hubiese sido la misma gran aventura que fue.

# TABLA DE CONTENIDO

<b>1. INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
1.1. Motivación del Trabajo.....	1
1.2. Relevancia del Trabajo .....	2
1.3. Objetivos.....	2
1.3.1. Objetivo General .....	2
1.3.2. Objetivos específicos.....	2
1.4. Alcances.....	3
<b>2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>4</b>
2.1. Contexto de mercado – Mediana minería .....	4
2.2. El concepto “Mine to Mill”.....	6
2.3. Aplicabilidad en minería subterránea .....	10
2.4. Parámetros y variables relevantes de los procesos .....	12
2.4.1. ROM.....	13
2.4.2. Planta.....	14
<b>3. METODOLOGÍA DE EVALUACIÓN .....</b>	<b>15</b>
3.1. Etapa 1: Obtención, análisis y limpieza de la base de datos.....	16
3.2. Etapa 2: Generación de un modelo predictivo de granulometría ROM.....	16
3.3. Etapa 3: Evaluación del efecto granulométrico en carguío y transporte .....	16
3.4. Etapa 4: Simulación en estado estacionario del proceso de conminución.....	17
3.5. Etapa 5: Evaluación económica global .....	17
3.6. Etapa 6: Análisis, conclusiones y discusión .....	17
<b>4. RESULTADOS Y ANÁLISIS .....</b>	<b>18</b>
4.1. Obtención de la base de datos de granulometrías de tronadura .....	18
4.1.1. Análisis preliminar de los datos y variables candidatas .....	22
4.1.2. Filtro de datos.....	23
4.2. Modelo predictivo de granulometría ROM.....	26
4.2.1. Estructuración del modelo predictivo.....	26
4.2.2. Estructura de los modelos definitivos .....	27
4.2.3. Validación del modelo .....	30
4.2.4. Generación de un simulador de granulometría ROM .....	32
4.2.5. Casos de estudio .....	42
4.3. Efecto de la granulometría en el carguío y transporte .....	46
4.3.1. Relación entre la porosidad y la granulometría.....	47

4.3.2.	Cálculo de la densidad aparente en los distintos escenarios .....	48
4.4.	Simulaciones de escenarios en planta .....	51
4.4.1.	Estructura del simulador de planta: Caso Base .....	52
4.5.	Evaluación económica – Caso de estudio .....	57
4.5.1.	Consideraciones económicas de la mina .....	58
4.5.2.	Consideraciones económicas de la planta .....	59
4.5.3.	Consideraciones económicas de mercado .....	60
<b>5.</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>	<b>69</b>
5.1.	Conclusiones .....	69
5.2.	Recomendaciones .....	70
<b>6.</b>	<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>72</b>
	<b>ANEXO-I: Código modelo predictivo del P80 .....</b>	<b>73</b>
	<b>ANEXO-II: Código modelo predictivo de K .....</b>	<b>76</b>
	<b>ANEXO-III: Modelos de chancado y clasificación .....</b>	<b>78</b>
	Modelo de chancado – Whitten (1972).....	78
	Modelo de Clasificación – Curvas de Eficiencia .....	79
	<b>ANEXO-III: Casos de simulación en planta .....</b>	<b>80</b>
	Caso 1: Base – Base .....	81
	Caso 2: Base – Fino .....	82
	Caso 3: Base – Grueso .....	83
	Caso 4: Duro – Base .....	84
	Caso 5: Duro – Fino .....	85
	Caso 6: Duro – Grueso .....	86
	Caso 7: Blando – Base .....	87
	Caso 8: Blando – Fino .....	88
	Caso 9: Blando – Grueso .....	89

# Índice de ilustraciones

<i>ILUSTRACIÓN 1: FLOWSHEET COMÚNMENTE IMPLEMENTADOS EN FAENAS DE MEDIANA MINERÍA.</i> .....	1
<i>ILUSTRACIÓN 2: PARTICIPACIÓN PORCENTUAL DE LOS SECTORES MINEROS PARA DISTINTOS METALES (PROMEDIO 2011-2013). CÁLCULO EN BASE A INFORMACIÓN SUMINISTRADA POR SERNAGEOMIN. (SONAMI, 2014)</i> .....	4
<i>ILUSTRACIÓN 3: EVOLUCIÓN HISTÓRICA DEL PRECIO, NOMINAL Y REAL, DEL COBRE. BASE NOMINAL AL AÑO 2014: 311.26 [CUSD/LB] (SONAMI, 2014)</i> .....	5
<i>ILUSTRACIÓN 4: PARTICIPACIÓN ANUAL (PORCENTUAL) DE LA PEQUEÑA Y MEDIANA MINERÍA, A PARTIR DE PROMEDIOS ANUALES DE PRODUCCIÓN DE COBRE. (SONAMI, 2014)</i> .....	6
<i>ILUSTRACIÓN 5: FACTORES QUE AFECTAN EL RENDIMIENTO DE LA MOLIENDA.</i> .....	7
<i>ILUSTRACIÓN 6: RESUMEN GRÁFICO Y TEMPORAL DE LA REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA DEL CONCEPTO MINE TO MILL.</i> .....	9
<i>ILUSTRACIÓN 7: EFECTO DEL GASTO EN TRONADURA SOBRE LOS COSTOS OPERACIONALES Y TOTALES.</i> .....	10
<i>ILUSTRACIÓN 8: VARIACIÓN DE PARÁMETROS PARA UN AUMENTO DEL RENDIMIENTO A UNA POTENCIA INSTALADA.</i> .....	12
<i>ILUSTRACIÓN 9: ESQUEMA TENTATIVO DEL FLOWSHEET A UTILIZAR, DESTACANDO LAS PRINCIPALES OPERACIONES DEL PROCESO.</i> .....	13
<i>ILUSTRACIÓN 10: FLUJO DE LA METODOLOGÍA PROPUESTA PARA LA APLICACIÓN DEL CONCEPTO MINE TO MILL.</i> .....	15
<i>ILUSTRACIÓN 11: EFECTO DE LA DISMINUCIÓN DE TIROS A UN MISMO TOTAL PERFORADO EN UNA MALLA DE DISPAROS.</i> .....	29
<i>ILUSTRACIÓN 12: EFECTO DEL AUMENTO EN EL NÚMERO DE TIROS A UN MISMO TOTAL PERFORADO EN UNA MALLA DE DISPAROS.</i> .....	30
<i>ILUSTRACIÓN 13: GRÁFICOS DE DISPERSIÓN (ARRIBA) E HISTOGRAMAS (ABAJO) DEL SUBCONJUNTO DE VALIDACIÓN (DER.) Y AJUSTE (IZQ.) PARA LA VALIDACIÓN POR MONTECARLO DEL MODELO DE K.</i> .....	31
<i>ILUSTRACIÓN 14: GRÁFICOS DE DISPERSIÓN (ARRIBA) E HISTOGRAMAS (ABAJO) DEL SUBCONJUNTO DE VALIDACIÓN (DER.) Y AJUSTE (IZQ.) PARA LA VALIDACIÓN POR MONTECARLO DEL MODELO DE P80.</i> .....	32
<i>ILUSTRACIÓN 15: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE ROCA BLANDA.</i> .....	35
<i>ILUSTRACIÓN 16: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE ROCA MEDIANAMENTE DURA.</i> .....	35

<i>ILUSTRACIÓN 17: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE ROCA DURA.....</i>	<i>36</i>
<i>ILUSTRACIÓN 18: RESUMEN COMPARATIVO DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO AL TIPO DE ROCA. ....</i>	<i>36</i>
<i>ILUSTRACIÓN 19: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE BAJA CARGA DE EXPLOSIVO.....</i>	<i>37</i>
<i>ILUSTRACIÓN 20: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE CARGA INTERMEDIA DE EXPLOSIVO. ....</i>	<i>38</i>
<i>ILUSTRACIÓN 21: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE ALTA CARGA DE EXPLOSIVO. ....</i>	<i>38</i>
<i>ILUSTRACIÓN 22: RESUMEN COMPARATIVO DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO A LA CARGA DE EXPLOSIVO. ....</i>	<i>39</i>
<i>ILUSTRACIÓN 23: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE BAJA DENSIDAD DE PERFORACIÓN.....</i>	<i>40</i>
<i>ILUSTRACIÓN 24: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE DENSIDAD DE PERFORACIÓN INTERMEDIA. ....</i>	<i>40</i>
<i>ILUSTRACIÓN 25: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO DE ALTA DENSIDAD DE PERFORACIÓN.....</i>	<i>41</i>
<i>ILUSTRACIÓN 26: RESUMEN COMPARATIVO DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO A LA PERFORACIÓN. ....</i>	<i>41</i>
<i>ILUSTRACIÓN 27: DIAGRAMA DE PERFORACIÓN PARA EL CASO DE GRANULOMETRÍA FINA.....</i>	<i>43</i>
<i>ILUSTRACIÓN 28: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO FINO. ....</i>	<i>43</i>
<i>ILUSTRACIÓN 29: DIAGRAMA DE PERFORACIÓN PARA EL CASO DE GRANULOMETRÍA INTERMEDIA (BASE). ....</i>	<i>44</i>
<i>ILUSTRACIÓN 30: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO BASE. ....</i>	<i>44</i>
<i>ILUSTRACIÓN 31: DIAGRAMA DE PERFORACIÓN PARA EL CASO DE GRANULOMETRÍA GRUESA.....</i>	<i>45</i>
<i>ILUSTRACIÓN 32: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE GRANULOMETRÍA ROM. CASO GRUESO. ....</i>	<i>45</i>
<i>ILUSTRACIÓN 33: RESUMEN COMPARATIVO DE DISTRIBUCIONES GRANULOMÉTRICAS DE LOS CASOS DE ESTUDIO .....</i>	<i>46</i>
<i>ILUSTRACIÓN 34: FLOWSHEET DE LA OPERACIÓN.....</i>	<i>52</i>

<i>ILUSTRACIÓN 35: ESTRUCTURA DE COSTOS EN UNA PLANTA DE MEDIANA MINERÍA. REFERENCIA DEL CASO DE ESTUDIO.....</i>	<i>60</i>
<i>ILUSTRACIÓN 36: ESQUEMA DEL MODELO DE CHANCADO DE WHITEN (1972). ....</i>	<i>78</i>
<i>ILUSTRACIÓN 37: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BASE. ....</i>	<i>81</i>
<i>ILUSTRACIÓN 38: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BASE - FINO.....</i>	<i>82</i>
<i>ILUSTRACIÓN 39: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BASE - GRUESO.....</i>	<i>83</i>
<i>ILUSTRACIÓN 40: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO DURO - BASE.....</i>	<i>84</i>
<i>ILUSTRACIÓN 41: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO DURO - FINO.....</i>	<i>85</i>
<i>ILUSTRACIÓN 42: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO DURO - GRUESO.....</i>	<i>86</i>
<i>ILUSTRACIÓN 43: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BLANDO - BASE.....</i>	<i>87</i>
<i>ILUSTRACIÓN 44: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BLANDO - FINO.....</i>	<i>88</i>
<i>ILUSTRACIÓN 45: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BLANDO - GRUESO.....</i>	<i>89</i>
<i>ILUSTRACIÓN 46: RESULTADOS DE SIMULACIÓN EN ESTADO ESTACIONARIO DEL CASO BLANDO - GRUESO, AJUSTANDO EL TONELAJE DE ENTRADA.....</i>	<i>90</i>

## Índice de tablas

<i>TABLA 1: COMPOSICIÓN Y CARACTERIZACIÓN (PARCIAL) DE LA ROCA. BASE DE DATOS A UTILIZAR.....</i>	<i>18</i>
<i>TABLA 2: CARACTERIZACIÓN DE LA ROCA. BASE DE DATOS A UTILIZAR.....</i>	<i>19</i>
<i>TABLA 3: PARÁMETROS OPERACIONALES DE TRONADURA. BASE DE DATOS A UTILIZAR.....</i>	<i>20</i>
<i>TABLA 4: INFORMACIÓN GRANULOMÉTRICA. BASE DE DATOS A UTILIZAR.....</i>	<i>21</i>
<i>TABLA 5: INFORMACIÓN GRANULOMÉTRICA DE LA BASE DE DATOS, SEGREGADA POR SUBCONJUNTOS DE DATOS CON INCONSISTENCIAS.....</i>	<i>24</i>
<i>TABLA 6: DISPERSIÓN DE K DE LOS SUBCONJUNTOS DE DATOS INCONSISTENTES, DESTACANDO (NEGRITA) LOS DATOS DE MENOR DISPERSIÓN. ....</i>	<i>25</i>
<i>TABLA 7: BASE DE DATOS FILTRADA. ....</i>	<i>25</i>
<i>TABLA 8: RESUMEN DE INDICADORES DE LA VALIDACIÓN POR MONTECARLO. ....</i>	<i>32</i>
<i>TABLA 9: ESTRUCTURA DEL SIMULADOR DE GRANULOMETRÍA ROM.....</i>	<i>33</i>
<i>TABLA 10: RANGOS DE OPERACIÓN DE LAS VARIABLES QUE COMPONEN LOS MODELOS PREDICTIVOS DE GRANULOMETRÍA ROM.....</i>	<i>33</i>
<i>TABLA 11: DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS, MALLA TYLER, CONSIDERANDO LA SIMULACIÓN DE UN CASO INTERMEDIO. ....</i>	<i>34</i>
<i>TABLA 12: PARÁMETROS BASES PARA ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO AL TIPO DE ROCA. ....</i>	<i>34</i>
<i>TABLA 13: PARÁMETROS BASES PARA EL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO A LA CARGA DE EXPLOSIVO.....</i>	<i>37</i>
<i>TABLA 14: PARÁMETROS BASES PARA ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD CON RESPECTO A LA PERFORACIÓN.....</i>	<i>39</i>
<i>TABLA 15: CASOS DE ESTUDIO PARA ESCENARIOS DE GRANULOMETRÍA.....</i>	<i>42</i>
<i>TABLA 16: CÁLCULO DE LA DENSIDAD APARENTE. CASO FINO.....</i>	<i>48</i>
<i>TABLA 17: CÁLCULO DE LA DENSIDAD APARENTE. CASO BASE.....</i>	<i>48</i>
<i>TABLA 18: CÁLCULO DE LA DENSIDAD APARENTE. CASO GRUESO. ....</i>	<i>49</i>
<i>TABLA 19: EQUIPOS CONSIDERADOS PARA LAS OPERACIONES DE CARGUÍO Y TRANSPORTE.....</i>	<i>49</i>
<i>TABLA 20: CÁLCULO DE RENDIMIENTO Y COSTO OPERACIONAL DEL CARGUÍO. ....</i>	<i>50</i>

TABLA 21: CÁLCULO DEL RENDIMIENTO Y COSTO OPERACIONAL DEL TRANSPORTE. ....	50
TABLA 22: CONSIDERACIONES DE WORK INDEX PARA LOS DISTINTOS TIPOS DE MINERAL (BLANDO, BASE Y DURO). ....	51
TABLA 23: COMBINACIÓN DE ESCENARIOS DE GRANULOMETRÍA Y TIPO DE MINERAL. ....	51
TABLA 24: ENERGÍA VERSUS TAMAÑO PARA ESTIMAR EL CONSUMO DE ENERGÍA EN EL CHANCADO. ....	53
TABLA 25: FUNCIÓN RUPTURA. ....	53
TABLA 26: TASA DE RUPTURA EN MOLIENDA DE BOLAS. ....	53
TABLA 27: VARIABLES Y PARÁMETROS OPERACIONALES PARA MODELOS DE CHANCADO. ....	53
TABLA 28: VARIABLES Y PARÁMETROS OPERACIONALES DE LA MOLIENDA. ....	54
TABLA 29: VARIABLES Y PARÁMETROS OPERACIONALES PARA MODELOS DE CLASIFICACIÓN. ....	54
TABLA 30: RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE ESCENARIOS DEL MINERAL DE DUREZA INTERMEDIA (BASE). ....	55
TABLA 31: RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE ESCENARIOS DEL MINERAL DURO. ....	55
TABLA 32: RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE ESCENARIOS DEL MINERAL BLANDO. ....	56
TABLA 33: RESUMEN COMPARATIVO DE LAS SIMULACIONES DE LOS 9 ESCENARIOS. ....	57
TABLA 34: CONSIDERACIONES DEL COSTO DE INSUMOS DE TRONADURA. ....	58
TABLA 35: CONSIDERACIONES DE COSTOS OPERACIONALES DE EQUIPOS MINA. ....	58
TABLA 36: COSTOS OPERACIONALES DE LA MINA. REFERENCIA DEL CASO BASE. ....	59
TABLA 37: CONSIDERACIÓN DEL COSTO (INVARIANTE) DE "OTROS". ....	59
TABLA 38: CONSIDERACIONES OPERACIONALES DE LOS EQUIPOS DE CONMINUCIÓN. ....	59
TABLA 39: COSTO DE LA ENERGÍA CONSIDERADO PARA EL CASO DE ESTUDIO. ....	60
TABLA 40: CONSIDERACIONES ECONÓMICAS DE MERCADO. ....	61
TABLA 41: RESUMEN DE ASPECTOS TÉCNICOS DE LA GEOLOGÍA. ....	62
TABLA 42: RESUMEN DE LOS ASPECTOS TÉCNICOS DE LA MINA. ....	62
TABLA 43: RESUMEN DE LOS ASPECTOS TÉCNICOS DE LA PLANTA. ....	63
TABLA 44: EVALUACIÓN ECONÓMICA ENMARCADA EN EL CONTEXTO DE MERCADO Y ESTRUCTURA DE COSTOS. ....	65

<i>TABLA 45: EVALUACIÓN ECONÓMICA ENMARCADA EN EL CONTEXTO DE MERCADO Y ESTRUCTURA DE COSTOS (CONTINUACIÓN).</i> .....	66
--	----

<i>TABLA 46: VARIACIÓN DE RENDIMIENTO EN LOS DISTINTOS ESCENARIOS DE ESTUDIO.</i> .....	67
---	----

## **Índice de ecuaciones**

<i>ECUACIÓN 1: RELACIÓN GENERALIZADA ENTRE EL RENDIMIENTO EN CONMINUCIÓN Y LAS PROPIEDADES DEL MINERAL.</i> .....	11
<i>ECUACIÓN 2: RELACIÓN DE RENDIMIENTO EN CONMINUCIÓN Y PROPIEDADES DEL MINERAL POR MEDIO DE LA ECUACIÓN DE BOND.</i> .....	11
<i>ECUACIÓN 3: ECUACIÓN DE BOND SIMPLIFICADA PARA PARTÍCULAS GRUESAS.</i> .....	11
<i>ECUACIÓN 4: MODELO DE GAUDIN SCHUMANN.</i> .....	21
<i>ECUACIÓN 5: CRITERIO DEL FILTRO DE DATOS A PARTIR DEL LÍMITE DE DETECCIÓN.</i> .....	23
<i>ECUACIÓN 6: ESTRUCTURA DEL MODELO PREDICTIVO DE K.</i> .....	27
<i>ECUACIÓN 7: ESTRUCTURA DEL MODELO PREDICTIVO DE P80.</i> .....	27
<i>ECUACIÓN 8: RELACIÓN ENTRE EL TAMAÑO DE PARTÍCULAS Y LA POROSIDAD (YU ET. AL., 1997).</i> .....	47
<i>ECUACIÓN 9: CORRECCIÓN DE LA POROSIDAD DE YU.</i> .....	47
<i>ECUACIÓN 10: CÁLCULO DE LA DENSIDAD APARENTE A PARTIR DE LA POROSIDAD CORREGIDA DE YU.</i> .....	47
<i>ECUACIÓN 11: ESTIMACIÓN DE MONO-TAMAÑOS (D) A PARTIR DE LA ABERTURA DE LA MALLA (X).</i> .....	49
<i>ECUACIÓN 12: MODELO DE CHANCADO (WHITTEN, 1972)-</i> .....	78
<i>ECUACIÓN 13: EXPRESIÓN PARA LA MATRIZ DE RUPTURA, SEGREGANDO EN FINOS Y GRUESOS.</i> .....	78
<i>ECUACIÓN 14: EXPRESIÓN PARA LA MATRIZ DE CLASIFICACIÓN.</i> .....	79
<i>ECUACIÓN 15: EXPRESIONES DEL MODELO DE CLASIFICACIÓN POR CURVAS DE EFICIENCIA, VÁLIDAS PARA HARNEROS E HIDROCICLONES.</i> .....	79

## Nomenclatura

<b><i>Jn:</i></b>	Número de estructuras
<b><i>SG:</i></b>	Densidad del mineral, t/m <sup>3</sup>
<b><i>MODY:</i></b>	Módulo de Young, GPa
<b><i>POIS:</i></b>	Módulo de Poisson
<b><i>UCS:</i></b>	Resistencia a la compresión uniaxial, MPa
<b><i>BTS:</i></b>	Resistencia a la tracción, ensayo brasileño, MPa
<b><i>RMR:</i></b>	Clasificación de la roca, Bienawski
<b><i>TOBA:</i></b>	Porcentaje de Toba (composición de la roca), %
<b><i>AND:</i></b>	Porcentaje de Andesita (composición de la roca), %
<b><i>TRAQ:</i></b>	Porcentaje de Traquita (composición de la roca), %
<b><i>RQD:</i></b>	Índice de calidad de roca, %
<b><i>PHI:</i></b>	Diámetro de perforación, in
<b><i>B0:</i></b>	Burden, m
<b><i>S0:</i></b>	Espaciamiento, m
<b><i>TP:</i></b>	Metros totales perforados, m
<b><i>NT:</i></b>	Número de tiros por perfil de producción
<b><i>TON:</i></b>	Tonelaje tronado, t
<b><i>KG:</i></b>	Carga de explosivo, kg
<b><i>FC:</i></b>	Factor de carga, kg/t
<b><i>m:</i></b>	Coefficiente de ajuste, modelo Gaudin-Schumann, cm
<b><i>K:</i></b>	Tamaño máximo de partículas, in
<b><i>P80:</i></b>	Tamaño característico, in
<b><i>ERAP80:</i></b>	Error relativo de ajuste, modelo de P80, %
<b><i>ERV80:</i></b>	Error relativo de validación, modelo de P80, %
<b><i>ERAK:</i></b>	Error relativo de ajuste, modelo de K, %
<b><i>ERVK:</i></b>	Error relativo de validación, modelo de K, %

# 1. INTRODUCCIÓN

En la actualidad, el negocio de la minería se sitúa en un escenario bastante negativo, principalmente por la considerable y prolongada tendencia a la baja en el precio de los metales. Haciendo frente a esta desfavorable atmósfera, las grandes empresas mineras han presentado importantes cambios en sus portafolios de proyectos, en busca de la reducción de costos de sus operaciones. Sin embargo, los esfuerzos no afectan de igual manera a los sectores de la pequeña y mediana minería, los cuales se ven aún más afectados por sus menores tasas de producción y es por esto que se escoge como un sector tentativo para el ingreso de nuevas tecnologías y/o metodologías de innovación.

Por otro lado, uno de los aspectos más importantes al momento de observar los costos de operación de una empresa minera, resulta ser que el gasto asociado a las operaciones de conminución.

A causa de este complicado escenario, se vuelve fundamental la incorporación de estrategias operacionales aplicadas desde la gran minería hacia ambos sectores, pequeña y mediana minería, a fin de poder potenciar las faenas, con metodologías que ya han presentado resultados positivos en otro sector. De esta manera, los esfuerzos se enfocarán de forma global en el proceso productivo, desde las operaciones mina hasta las etapas de conminución.

Hace ya más de 20 años, el concepto *Mine to Mill* se ha evaluado a diversos niveles de gran minería, principalmente a cielo abierto, con la finalidad de disminuir los costos operacionales globales de las faenas. Sin embargo, no existen estudios que enfoquen el mismo conocimiento a la versión subterránea, y en particular del sector de la mediana minería.

Es a partir de este aspecto en el que se desarrolla la presente Memoria de Título, en una distinta orientación y factibilidad de dicha noción, que permita evaluar su aplicabilidad a la mediana minería subterránea de cobre.

## 1.1. Motivación del Trabajo

Al orientar el trabajo al sector de la mediana minería, se tiene la ventaja de que gran parte de las faenas de este sector, poseen un *flowsheet* similar para un proceso de concentración. Esta distribución corresponde a la siguiente:

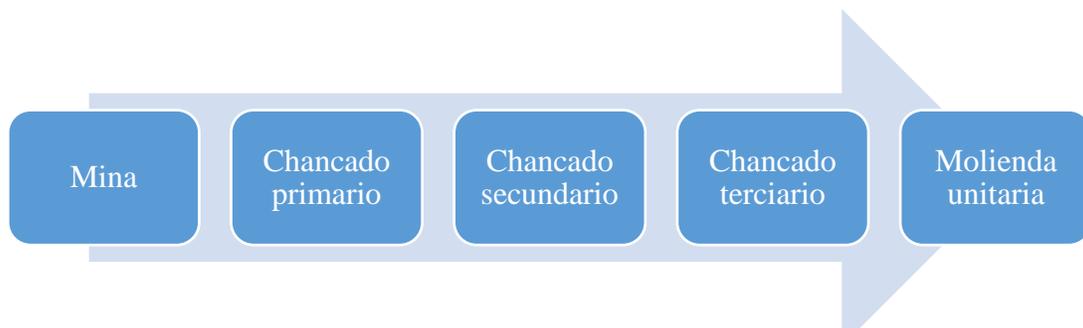


Ilustración 1: Flowsheet comúnmente implementados en faenas de mediana minería.

A modo de detalle y sin considerar el método de explotación, que suele ser un factor de mayor variabilidad entre faenas, las instalaciones en las etapas de conminución se conforman por una etapa de chancado primario con chancador de mandíbulas, etapa de chancado secundario con un chancador de conos estándar con harnero en circuito abierto, etapa de chancado terciario con chancadores de conos de cabeza corta con harneros en circuitos cerrados inversos y finalmente una etapa de molienda unitaria con molinos de bolas.

Por otro lado, en operaciones de minería en superficie desde hace ya algunos años se desarrolla y aplica el concepto *Mine to Mill*, el cual considera la optimización de costos tomando en cuenta el proceso mina-planta de forma conjunta, y no con operaciones como etapas por separado. Este concepto no ha tenido una mayor aplicación y/o estudio en el sector de minería subterránea, por lo tanto, también resulta llamativa la incorporación de esta metodología de trabajo para enfrentar la tendencia a la baja en el precio de los metales por medio de un proceso que ha presentado resultados exitosos en la gran minería a cielo abierto.

## **1.2. Relevancia del Trabajo**

Dado que el concepto *Mine to Mill* ha tenido, prácticamente en su totalidad, un enfoque hacia la minería a cielo abierto, se podrá estudiar la factibilidad de aplicación de esta metodología, la cual genera un importante valor al negocio minero en pos de la disminución de costos y/o aumento de productividad, en la minería subterránea, y en particular, en la mediana minería.

## **1.3. Objetivos**

A continuación, se presentan los objetivos específicos y generales que se plantean en el trabajo:

### **1.3.1. Objetivo General**

Evaluar el impacto del proceso de tronadura de una mina explotada mediante el método *Sub-Level Stoping* sobre una planta de chancado convencional en tres etapas y molienda unitaria.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Realizar una revisión bibliográfica acerca del concepto *Mine to Mill* y establecer su aplicación a la mediana minería subterránea.
- Generar un modelo predictivo de la granulometría ROM, resultante de los procesos de tronadura.
- Elaborar y utilizar un simulador de tronadura, permitiendo generar diversos escenarios de estudio.
- Evaluar el efecto de la granulometría en etapas de carguío y transporte.
- Cuantificar el efecto de la granulometría ROM en la planta, utilizando simuladores en estado estacionario de los procesos de conminución.

- Valorizar los procesos estudiados y realizar un análisis comparativo de los resultados obtenidos.
- Verificar la factibilidad de aplicación del concepto *Mine to Mill* a la mediana minería subterránea.

#### **1.4. Alcances**

El presente trabajo se desarrolla en el contexto de la mediana minería subterránea en Chile, la cual se caracteriza mayoritariamente por una explotación por medio del método *Sub-Level Stopping*, siendo tratado el mineral por un *flowsheet* de planta orientado a tres etapas de chancado y molienda unitaria.

A modo de resumen, se tiene lo siguiente:

- Se utilizarán las mediciones de granulometría de tronaduras para una mina mediana de cobre ubicada en la zona central de Chile.
- El método de explotación a considerar es *Sub-Level Stopping*, con las variantes que se consideren relevantes para el estudio.
- Se considerará una planta fija con la configuración de chancado convencional en tres etapas más molienda unitaria.
- En la evaluación del efecto de la granulometría en la planta, se utilizarán modelos de procesos de conminución en estado estacionario.
- Sólo se evaluará el efecto en el proceso de conminución, la variable de recuperación metalúrgica se considerará invariante.
- Para calcular el costo de operación, se utilizará una estructura de costos asociada a la mediana minería.

## 2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

Históricamente, el concepto *Mine to Mill* ha sido abordado desde el punto de vista de la minería en superficie, a continuación, se presenta la revisión bibliográfica asociada al tema de estudio, en la cual se destacarán los aspectos más importantes para llevar a cabo la aplicación de dicho concepto a la minería subterránea, incluyendo entre estas, un análisis de la situación actual de mercado en la que se enmarca el sector, una introducción del concepto mismo y su aplicabilidad, finalizando con el efecto de la granulometría en la densidad aparente, factor relevante para las operaciones de carguío y transporte principalmente.

### 2.1. Contexto de mercado – Mediana minería

Hoy en día, el mercado minero se encuentra en uno de los escenarios más desfavorables en cuanto al precio del metal rojo se refiere, sin embargo, la mediana minería no sólo abarca la explotación de cobre. El oro y la plata son elementos importantes en el sector y, justamente, aumentan de valor en escenarios de incertidumbre económica, como en el que actualmente se vive.

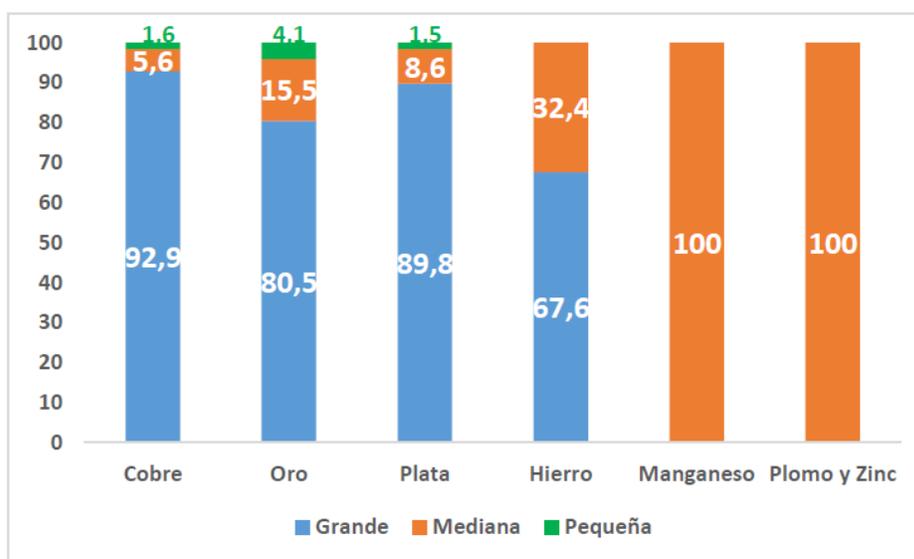


Ilustración 2: Participación porcentual de los sectores mineros para distintos metales (promedio 2011-2013).  
Cálculo en base a información suministrada por Sernageomin. (SONAMI, 2014)

A comienzos del presente milenio, el precio del cobre tuvo un boom considerable, producto de la acelerada irrupción de China y su desarrollo. Desde el año 2008, en que se vivió en una atmósfera similar a la actual, producto de la Crisis *Subprime*, no se había presenciado una valoración tan baja del cobre.

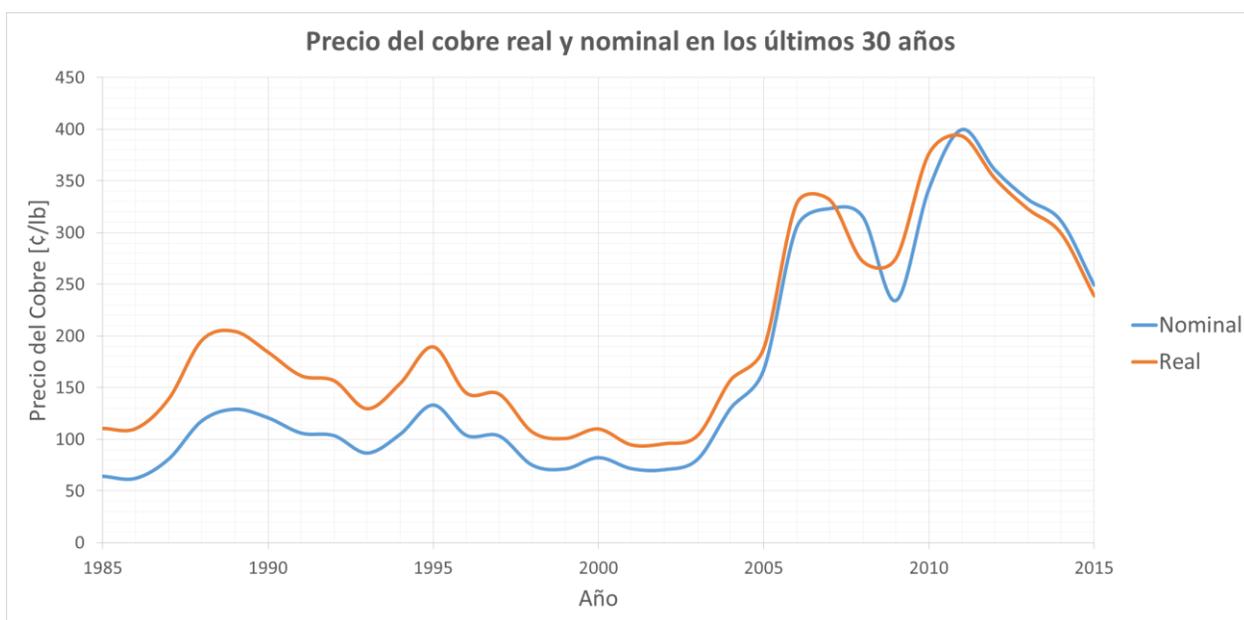


Ilustración 3: Evolución histórica del precio, nominal y real, del cobre. Base nominal al año 2014: 311.26 [cUSD/lb] (SONAMI, 2014)

Esta situación, tiene en la actualidad a las diversas entidades mineras posicionadas en un objetivo común: la disminución de costos. Sin embargo, los sectores de la pequeña y mediana minería se encuentran mayormente afectados, producto de los innumerables reajustes para solventar el negocio en el contexto en que se sitúan, debido a que comparativamente con las empresas de gran minería, este sector del mercado se enfrenta a costos mayores y menores respaldos financieros, producto de la menor escala de operación.

Además, según informó Diego Hernández, Presidente de SONAMI, en el boletín del pasado septiembre de 2016, junto a estas dificultades que ya presenta la mediana minería, es normada de forma similar que la gran minería, complicando aún más su subsistencia en el rubro (SONAMI, Boletín Minero, septiembre 2016).

Si bien la gran minería acapara la mayor parte del aporte nacional en cuanto a producción y exportaciones, la participación de la mediana minería en el negocio tiene una importancia considerable y en la que vale la pena concentrar esfuerzos en pos de mejorar la operación, generando valor al negocio.

Para cuantificar la relevancia que toma el sector de mediana minería a nivel nacional, se puede observar en el siguiente gráfico, el aporte porcentual de la pequeña y mediana minería.

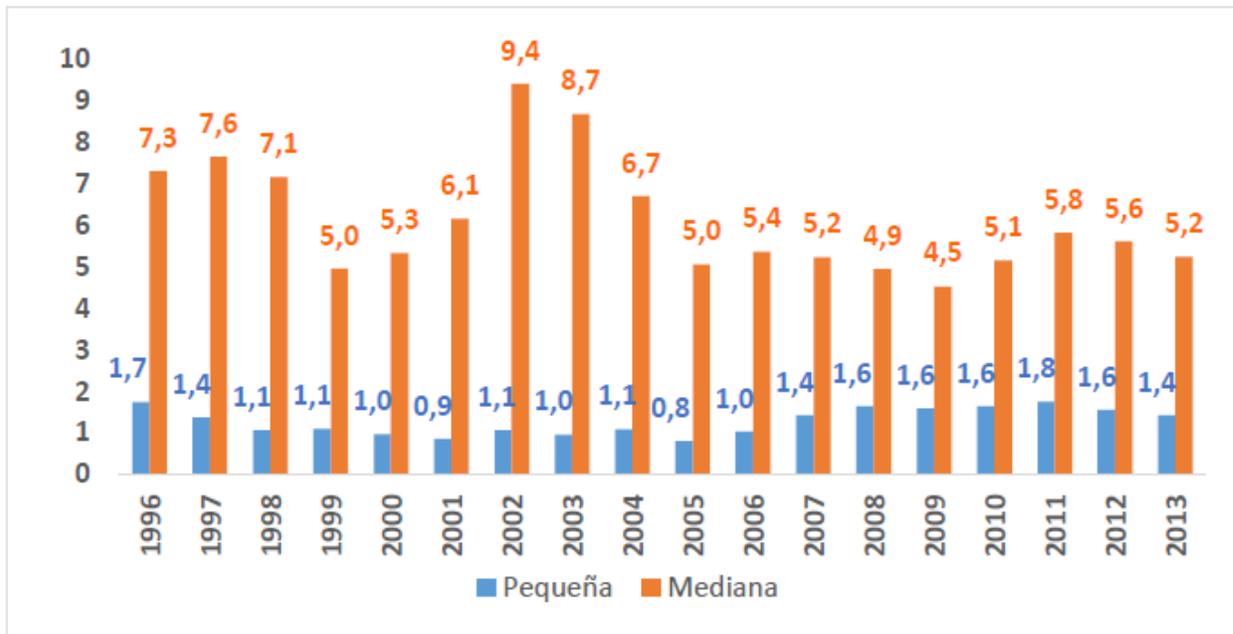


Ilustración 4: Participación anual (porcentual) de la pequeña y mediana minería, a partir de promedios anuales de producción de cobre. (SONAMI, 2014)

Si bien la tendencia en los últimos 10 años es más cercana a un 5.3% de aporte a la producción nacional de cobre, considerando las 5.8 millones de toneladas anuales que se genera a nivel de país (base 2015), la mediana minería aporta aproximadamente 300 mil toneladas de cobre, cifra que no deja de tener significancia.

Por otro lado, la mediana minería, por sí sola se posiciona como un sector productivo de características similares en cuanto a participación en la exportación nacional, ubicándose entre la fruticultura y la industria de la celulosa, siendo estos últimos dos, los más participativos después de la minería. Según el informe de la SONAMI, en el año 2013, este sector minero aportó cerca de 2,500 millones de dólares (SONAMI, Gerencia de Innovación y Desarrollo, 2014)

Finalmente, la mediana minería ha tenido un crecimiento proporcional al sufrido por la gran minería, generando cerca de un 19% de los empleos que genera la minería como industria global. Además, si se consideran los empleos de empresas contratistas asociados al sector, la dotación de personal total que alcanza la mediana minería aumenta al 28%. (SONAMI, Gerencia de Innovación y Desarrollo, 2014).

De esta manera, el sector minero en el que se centra el presente trabajo, hoy en día está siendo mayormente considerado a nivel de país, instando a contrarrestar la situación de altos costos vive la mediana minería. He aquí, la relevancia que adquiere el trabajo a desarrollar a continuación.

## 2.2. El concepto “Mine to Mill”

El trasfondo del concepto conocido como “*Mine to Mill*”, implica la identificación de influencia de procesos en resultados aguas abajo, para luego optimizar el beneficio del proceso global mina-planta (Kanchibotla et al., 2001). Frente a esta idea, existe un gran número de autores que han realizado estudios, pero se presenta una base sólida, guiada por autores como McKee y Kanchibotla, quienes introducen el efecto de parámetros operacionales y de caracterización en el rendimiento de la operación de molienda SAG/AG.

Desde un punto de vista más operativo, el rendimiento de las operaciones de molienda SAG/AG se ve fuertemente afectado por la granulometría de alimentación. En el caso de la molienda SAG, a menor número de partículas gruesas se observa un aumento en el rendimiento operacional, caso que resulta ser contrario a la molienda AG, donde disminuye el rendimiento a un menor número de partículas gruesas (McKee et al., 1995).

Por otro lado, existe una visión más asociada a la caracterización del mineral, las propiedades estructurales, mecánicas y características de conminución, juegan un rol fundamental al momento del optimizar procesos conjunto de mina-planta (Kanchibotla et al., 1999), y esto se debe a que a un mayor conocimiento de las propiedades del mineral, permiten evaluar escenarios de extracciones más selectivas permitiendo un mayor rendimiento de una operación bajo la restricción de potencia fija instalada.

Desde estos dos enfoques planteados en los estudios realizados, se plantean cuatro estrategias para aumentar el rendimiento de la operación de molienda (McKee et al., 1995):

- Aprovechar el máximo la potencia disponible, cual en primera instancia es fija para una planta instalada.
- Maximizar el rendimiento a través de la disminución de granulometría ROM, lo cual implica variaciones en los parámetros operacionales de perforación y tronadura principalmente.
- Evaluar el rendimiento máximo en distintos casos, en función de las características del mineral (dureza,  $W_i$ , etc).
- Integrar aspectos operacionales, asociados a la granulometría, con aspectos de la caracterización del mineral, a fin de maximizar el beneficio.



*Ilustración 5: Factores que afectan el rendimiento de la molienda.*

De esta manera, definidos los dos enfoques que presentan los estudios asociados al concepto de “*Mine to Mill*”, es posible destacar que desde un punto de vista operacional, parámetros como el taco aplicado a los tiros (Kojovic, 2005), tipo de explosivo utilizado en la operación de tronadura (Michaux, 2004), mayor control del proceso de tronadura (Salazar, 2006) y modelos de

fragmentación en base a parámetros de tronadura (Mardones, 2009) permiten generar resultados positivos en el rendimiento de los procesos de conminución.

Por otro lado, considerando un enfoque más asociado a la caracterización del mineral, gran parte de los estudios llevados a cabo se realizan por medio de realización de campañas de pruebas geometalúrgicas, de las cuales es posible obtener los parámetros de conminución para diversas litologías, y de esta manera observar el efecto en el rendimiento del mineral en el circuito de molienda (Alruiz et al., 2009). Asimismo, Hahne determinó que un factor importante es la determinación de las propiedades de ruptura al impacto por medio del test SMC o JKDWT y pruebas de abrasión (Hahne et al., 2003).

Finalmente, dentro de la revisión bibliográfica es posible encontrar un enfoque que no necesariamente se rige por alguna de las dos ramas mencionadas anteriormente, si no que abarca de forma conjunta los parámetros de operación y caracterización de la roca. Gran parte de estos estudios, que en su mayoría resultan ser más recientes, se identifican por una optimización del proceso de tronadura, considerando aspectos tanto de variación de parámetros operacionales, como del muestreo y caracterización de la roca, con el objetivo de buscar un mejoramiento en el rendimiento de la molienda. Algunos de los aspectos considerados dentro de estas evaluaciones, corresponden principalmente a la fragmentación obtenida en la tronadura (Grundstrom et al., 2001; Lam et al., 2001; Dance et al., 2011). Algunas de las faenas donde se han realizado estos estudios, corresponden a Porguera, Barrick Gold (Grundstrom et al., 2001), AngloGold Ashanti (Renner et al., 2005), KCGM (Kanchibotla, 2006), Boddington, Newmont (Hart et al., 2011).

A continuación, se presenta a modo de resumen un esquema que muestra el avance en los estudios enfocados al concepto “*Mine to Mill*”, considerando que casi en su totalidad se han enfocado en minería a cielo abierto, en donde también se puede observar que autores presentan una mayor influencia en el área de operación, caracterización y el conjunto de estas dos últimas.

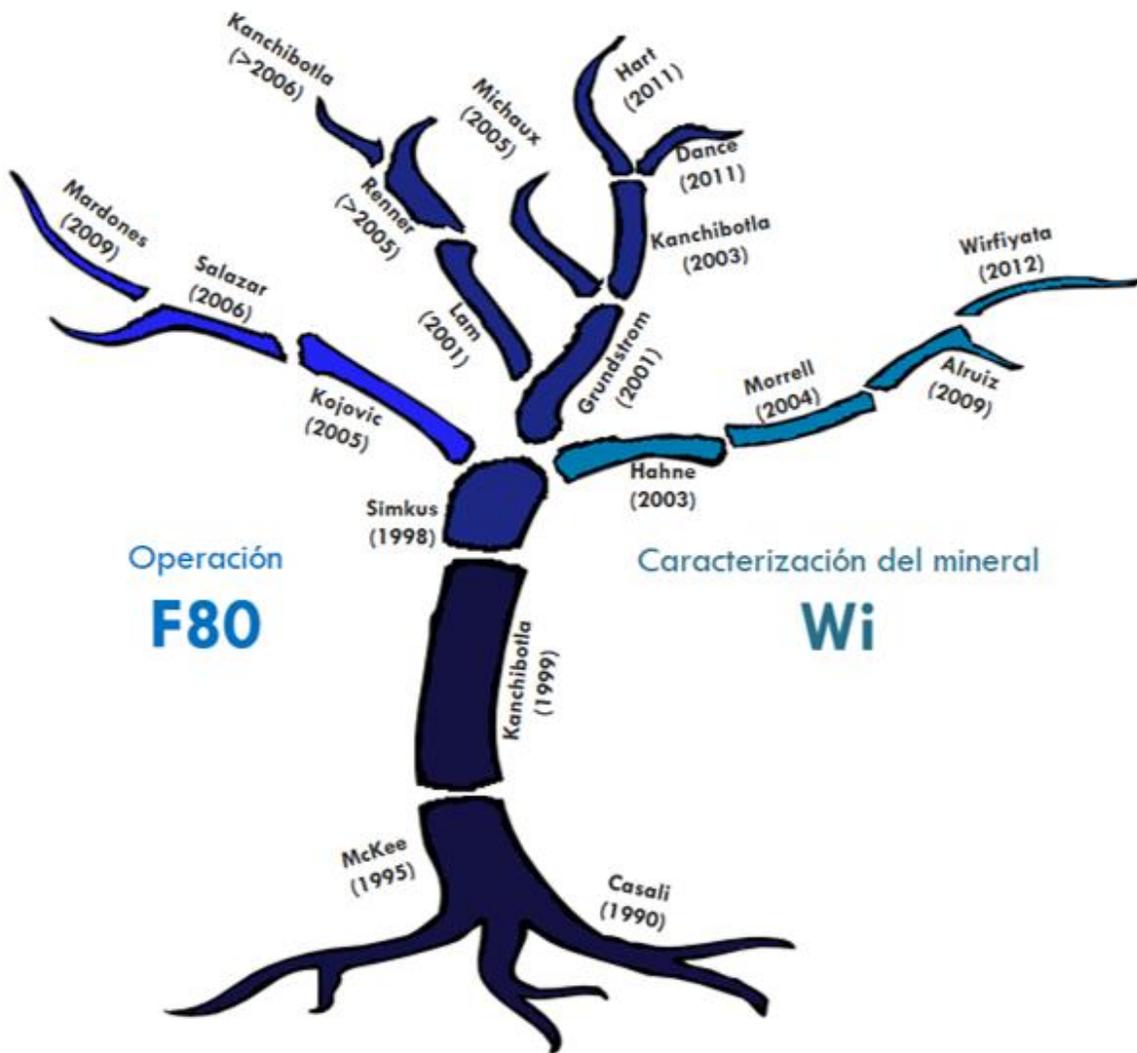


Ilustración 6: Resumen gráfico y temporal de la revisión bibliográfica del concepto Mine to Mill.

Entonces, siguiendo con la línea base, que fue establecida principalmente por autores como McKee y Kanchibotta, este último, muestra de manera gráfica el efecto que tiene, tanto en el costo operacional y total, como en el rendimiento, la realización de un mayor gasto en la operación de tronadura. A continuación, se puede apreciar en los siguientes gráficos, dicho efecto técnico-económico:

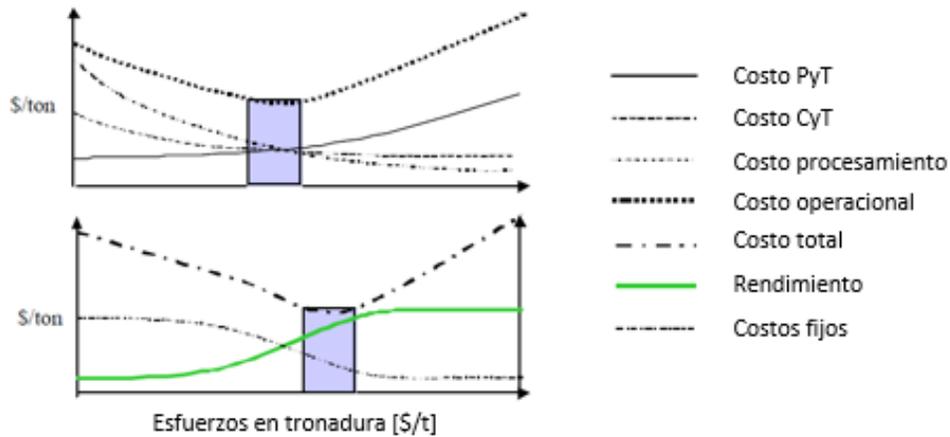


Ilustración 7: Efecto del gasto en tronadura sobre los costos operacionales y totales.

De esta manera, se puede observar que a medida que se aumentan los costos asociados a las operaciones de perforación y tronadura, a un cierto punto, se alcanza una zona de mínimos costos totales, la cual está enmarcada por el recuadro celeste de la figura anterior, en donde se puede observar a la vez un segmento de la curva de rendimiento que alcanza valores mayores que a menores gastos asociados a las operaciones de tronadura (Kanchibotla, 2003).

### 2.3. Aplicabilidad en minería subterránea

Como se pudo observar en la sección anterior, los fundamentos en cuanto a los estudios que se han desarrollado en torno al concepto *Mine to Mill*, tienen una fuerte tendencia a la minería en superficie. Esto se debe principalmente a la mayor capacidad de variabilidad de los factores operacionales, debido a que al tratarse de una escala bastante más grande que la minería subterránea, el cambio de parámetros operacionales, que por lo general tiende al aumento, no suponen un importante cambio en los costos asociados a la operación de tronadura.

Por lo tanto, debido a que no ha habido un mayor número de estudios enfocados a la minería subterránea, en esta sección se plantearán los principales aspectos que permiten observar de manera comparativa, en base a la revisión bibliográfica descrita, la aplicación del concepto *Mine to Mill* de minería en superficie, en la minería subterránea.

En primer lugar, considerando las tres leyes de conminución, se puede observar lo siguiente:

*“La energía requerida para reducir de tamaño es proporcional a la nueva superficie”*

*“La energía que tritura un mineral es proporcional al grado de reducción en volumen de las partículas”*

*“La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de este tamaño, definiéndose el tamaño 80% como la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas”. (Bond, 1952)*

En este sentido, es posible relacionar los enfoques observados en la revisión bibliográfica. Por su parte, la granulometría obtenida en la tronadura puede ser representada de buena manera por el tamaño característico que define el *input* de la planta: el F80. Por otro lado, el área de la caracterización de la roca, se puede resumir por la capacidad de ruptura del material, que puede representarse por el *work index* (Wi).

En base a lo anterior, es posible resumir tanto el fundamento de las leyes de conminución, como la relación de los parámetros de la revisión bibliográfica en la siguiente ecuación, forma que siguen las principales expresiones de potencia para los procesos de conminución.

*Ecuación 1: Relación generalizada entre el rendimiento en conminución y las propiedades del mineral.*

$$\frac{P}{G_s} \sim Wi * (D_{80}^{-N})$$

Donde:

$P$	=	Potencia consumida. [kW]
$G_s$	=	Flujo de sólidos tratado. [t/h]
$Wi$	=	<i>Work Index</i> . [kWh/t]
$D_{80}$	=	Tamaño característico al que pasa el 80% de la muestra. [ $\mu$ m]
$N$	=	Coefficiente de ajuste.

Esta expresión, considerando tamaños de partículas lo suficientemente grandes, como lo es la granulometría ROM, y para  $N = 1/2$ , da pie a la ecuación plantada por Bond, en la cual es posible relacionar los parámetros presentados en la ilustración 5, situación que es posible apreciar en las siguientes ecuaciones:

*Ecuación 2: Relación de rendimiento en conminución y propiedades del mineral por medio de la ecuación de Bond.*

$$\frac{P}{G_s} = Wi * (P_{80}^{-1/2} - F_{80}^{-1/2})$$

Donde:

$P$	=	Potencia consumida. [kW]
$G_s$	=	Flujo de sólidos tratado. [t/h]
$Wi$	=	<i>Work Index</i> . [kWh/t]
$P_{80}$	=	Tamaño al que pasa el 80% del producto de conminución. [ $\mu$ m]
$F_{80}$	=	Tamaño al que pasa el 80% de la alimentación a conminución. [ $\mu$ m]

*Ecuación 3: Ecuación de Bond simplificada para partículas gruesas.*

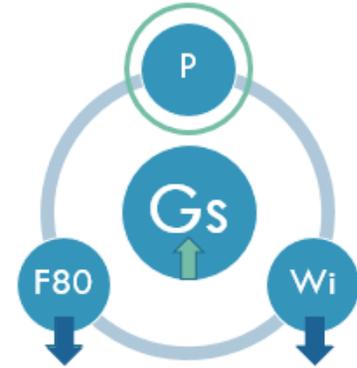
$$\frac{P}{G_s} \sim Wi * (P_{80}^{-1/2})$$

De esta manera, existen diversas formas para aumentar el rendimiento, considerando una potencia instalada fija e invariante, dado que la planta no sufre cambios en el corto plazo. Es decir que, si se quisiera aumentar la potencia, lo cual implica un aumento proporcional en la capacidad

de tratamiento, se generaría un cambio en el costo operacional, lo cual escapa de los objetivos del concepto de *Mine to Mill*.

En base a lo anterior, existen tres estrategias para aumentar el rendimiento de un circuito de molienda:

- Disminuir la granulometría (F80) obtenida de la operación de tronadura, de manera independiente del tipo de roca ( $W_i$ ) con el que se opere (Kojovic, 2005).
- Disminuir el requerimiento energético de ruptura de la roca ( $W_i$ ) de manera independiente de la granulometría de trabajo (F80), lo que requeriría una operación mucho más selectiva. (Morrell, 2004).
- Trabajar de manera integrada ambos aspectos (Kanchibotla, 2003).



*Ilustración 8: Variación de parámetros para un aumento del rendimiento a una potencia instalada.*

Finalmente, es posible observar que, tanto en minería a cielo abierto como en minería subterránea, resulta factible variar con cierta flexibilidad los parámetros que respaldan el estudio y que, dentro del concepto *Mine to Mill*, resultan ser el eje principal de su aplicación.

## **2.4. Parámetros y variables relevantes de los procesos**

En la presente sección, se detallarán los parámetros y variables a tener en cuenta en los subprocesos que enmarcan el concepto *Mine to Mill*, teniendo como consideración que las etapas de chancado y molienda unitaria serán contemplados como una única etapa de conminución.

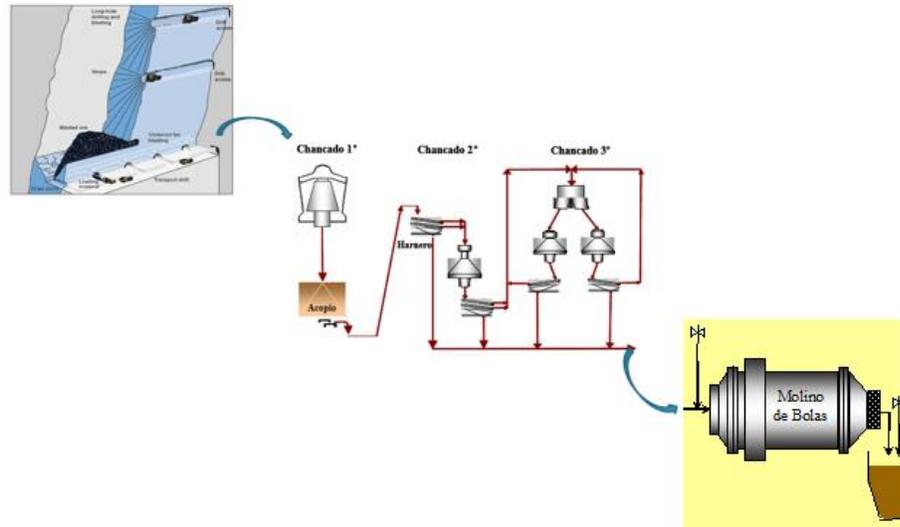


Ilustración 9: Esquema tentativo del flowsheet a utilizar, destacando las principales operaciones del proceso.

Considerando, de manera simplificada y esquemática, el flowsheet que se muestra en la figura, se separarán entonces los parámetros y variables relevantes en dos secciones: minería y planta. Esto, sin la finalidad de seccionar el proceso global, será considerado debido a que las variables de salida de una etapa corresponden en cierto modo a las variables de entrada del siguiente. Por lo tanto, a fin de dejar bien especificadas las consideraciones a realizar, se detalla a continuación:

#### 2.4.1. ROM

Tal y como se observó en la revisión bibliográfica, en la etapa de minería resulta fundamental tanto la consideración de las propiedades del macizo rocoso, como los parámetros operacionales a utilizar. A continuación, se detallan aquellas variables operacionales de mayor importancia en ambos casos:

##### 2.4.1.1. *Caracterización del macizo rocoso*

- Geotecnia:
  - RQD, RMR, Jn
  - UCS
  - Módulo de Young
  - Razón de Poisson
  - Densidad
- Geología:
  - Litología
  - Composición mineralógica

##### 2.4.1.2. *Parámetros de perforación y tronadura*

- Tipo y consumo de explosivo.
- Diámetro de perforación.

- Burden.
- Espaciamiento.
- Largo de perforación por perfil.
- Número de tiros por perfil.
- Factor de carga.
- Costo de perforación y tronadura.

#### **2.4.2. Planta**

En este caso, debido a que se considerará una etapa conjunta de conminución, abarcando las operaciones de chancado, molienda y clasificación, se detallarán los parámetros más relevantes del proceso en su totalidad.

##### **2.4.2.1. *Características del mineral***

- SMC Test
- Work Index
- Gravedad específica
- Granulometría

##### **2.4.2.2. *Parámetros de operación***

###### **2.4.2.2.1. Chancado**

- Closed Side Setting

###### **2.4.2.2.2. Molienda**

- Concentración de sólidos en peso
- Velocidad crítica (fija)
- Nivel de llenado (fijo)
- Tamaño de bolas (fijo)

Dentro de los parámetros de operación, a fin de simplificar el estudio y evitando caer en una amplia cantidad de opciones de evaluación, algunos de ellos serán considerados fijos. En cambio, para observar la relevancia de las etapas por separado, se tiene como opción, una posible variación del *Setting* en el chancado.

### 3. METODOLOGÍA DE EVALUACIÓN

Un estudio aplicando el concepto *Mine to Mill*, debe considerar los aspectos de la operación mina en conjunto con los parámetros asociados a la planta. De esta manera, se propone a continuación una metodología de evaluación que permite generalizar la implementación de la presente Memoria de Título.

Como se pudo observar anteriormente en la revisión bibliográfica realizada, la relación existente entre los costos la mina y planta, radica principalmente en la interacción entre las etapas que participan activamente en un efecto sobre la granulometría, resultante y/o de alimentación, de ambos casos. Desde el punto de vista de la mina, el principal efecto económico, se refleja en el gasto asociado a las operaciones de perforación y tronadura, en pos de conseguir una granulometría dada. Por otro lado, al ingresar un mineral más grueso en las etapas de conminución, resulta esperable un mayor consumo energético en la planta.

En base a lo anterior, se propone a continuación una metodología para evaluar el mejor escenario posible al considerar ambos sectores del proceso, mina y planta en su globalidad, con el fin de poder operar a menores costos totales. Para esto, se considerarán parámetros técnicos inherentes de las distintas labores asociadas, que influyen en la granulometría o son afectadas por ésta.

De esta manera, se procede a detallar la metodología utilizada en las distintas etapas de trabajo para abordar esta evaluación del concepto *Mine to Mill* en la mediana minería subterránea. Principalmente, el proceso de trabajo, se divide en 6 etapas, las cuales se resumen en la imagen siguiente:

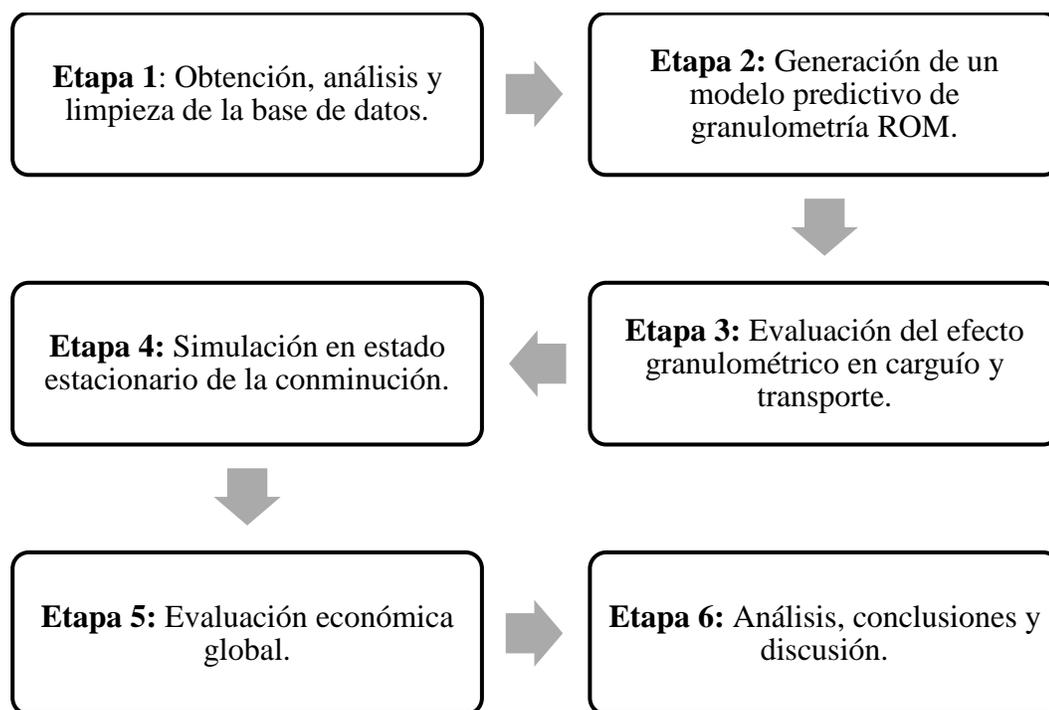


Ilustración 10: Flujo de la metodología propuesta para la aplicación del concepto *Mine to Mill*.

### **3.1. Etapa 1: Obtención, análisis y limpieza de la base de datos**

En esta primera etapa, se obtiene la base de datos con información histórica de tronaduras de la faena. A partir de esto, comienza un proceso de análisis estadístico de las variables que componen el registro de las operaciones de perforación, tronadura y caracterización de la roca, para de esta manera determinar qué parámetros son los más relevantes en la granulometría resultante.

Una vez terminado el proceso anterior, se realiza, en caso de ser necesaria, una limpieza de la base de datos utilizando una metodología del límite de detección, para evitar *outliers*, duplicados y datos inconsistentes, que no aportan información de peso en los procesos posteriores de la presente metodología.

### **3.2. Etapa 2: Generación de un modelo predictivo de granulometría ROM**

Una vez analizada la base de datos y determinadas las variables significativas dentro de la operación mina, es posible comenzar con el proceso de generar un modelo predictivo de la granulometría ROM a partir de los parámetros operacionales anteriormente determinados. En este caso, se utilizan diversos tipos de estructuras que permitan la obtención de un modelo confiable y robusto, debido a que la información determinada a partir del modelo, será un *input* de las etapas posteriores de la presente metodología.

El modelo se desarrollará utilizando el lenguaje de programación *R*, por medio del software *R-Studio*. A partir de una rutina simple (código adjunto en **ANEXO-I** y **ANEXO-II**), con la cual se obtienen los ajustes de parámetros para los modelos de regresión necesarios.

Una vez establecido el modelo, se construye un simulador en *Microsoft Excel*, el cual permite la simulación de diversos escenarios de granulometría. En base a lo anterior, se procede a definir tres casos que admitan la comparación entre granulometrías ROM fina, intermedia y gruesa, obtenidas en base a la información histórica de operación.

### **3.3. Etapa 3: Evaluación del efecto granulométrico en carguío y transporte**

Determinadas las granulometrías resultantes de la tronadura, a partir de los escenarios planteados en la etapa anterior, se requiere observar el efecto de éstas en los procesos aguas abajo. Dado que en las operaciones de conminución la granulometría resulta ser un *input* directo, para el resto de las labores en la mina, se requiere observar el efecto que, estos distintos resultados de la tronadura, tiene en los procesos de carguío y transporte, que se traduce en la variación de volumen a transportar y, por consiguiente, la flota disponible. Esto hace referencia a la densidad aparente que adquiere el mineral para diversos tamaños de partículas.

De esta forma, se utiliza el modelo de Yu (Yu et. al., 2003) para obtener esta característica del mineral a partir de una granulometría dada. Con dicho procedimiento, es posible obtener la densidad aparente del mineral ROM para los distintos escenarios de evaluación. Derivado el

parámetro volumétrico en cuestión, se determina la diferencia de tonelaje en cada caso, considerando equipos estándar para las distintas evaluaciones.

### **3.4. Etapa 4: Simulación en estado estacionario del proceso de conminución**

Finalizado el proceso de evaluación a nivel de la mina, se procede a evaluar el efecto de la variable F80, como resultado de la granulometría ROM, y dureza en el comportamiento de la planta. Para esto, se definen 3 escenarios de simulación, los cuales comprenden minerales de distintas durezas, blando, intermedio y duro, a fin de combinarlos con los resultados obtenidos de F80 en la etapa 2, definiendo de esta manera 9 casos que comprenden distintas granulometrías para diferentes durezas del mineral.

Las simulaciones se realizan mediante un software de simulación de procesos en estado estacionario (JKSimMet), el cual entrega información de flujos y consumos energéticos para las etapas de chancado, molienda y clasificación.

Posterior a esto, corresponde registrar el rendimiento y el consumo energético para cada uno de ellos, siendo todos condicionados por un mismo producto final de alimentación a flotación, el cual está definido en un  $P80 = 150 \mu\text{m}$ .

### **3.5. Etapa 5: Evaluación económica global**

Determinados ambos escenarios de trabajo, mina y planta, se procede a parametrizar estos casos y a realizar una evaluación económica, enmarcada bajo una condición de mercado (precios de commodities e insumos) y para una faena mediana en particular. Para el contexto de mercado en el que se enmarca la evaluación, se realiza un *benchmark* y continuo seguimiento de la evolución en el precio del cobre.

De esta manera, se genera una evaluación en la que se analiza el costo y beneficio económico de los 9 escenarios planteados, comparándolos así con el caso base desarrollado.

### **3.6. Etapa 6: Análisis, conclusiones y discusión**

La última etapa, consiste en realizar los análisis pertinentes del estudio global, entregando las principales conclusiones de la presente Memoria de Título y a su vez, cómo se relacionan éstas con los objetivos planteados al comienzo del trabajo.

Finalmente, se desarrollan las discusiones y recomendaciones pertinentes a los resultados obtenidos, buscando las posibles mejoras y cierre del estudio, determinando la factibilidad de aplicación del concepto *Mine to Mill* a la mediana minería subterránea.

## 4. RESULTADOS Y ANÁLISIS

En esta sección, se presentan los principales resultados obtenidos a partir de la metodología detallada en la sección anterior, incluyendo los primeros análisis que conllevaron a un proceso continuo de mejora en la formulación del trabajo.

### 4.1. Obtención de la base de datos de granulometrías de tronadura

Como inicio de la metodología, se requiere la información característica de la faena a estudiar, la cual debe incorporar parámetros tanto de las operaciones de la mina: perforación y tronadura, a lo menos; y también información de la caracterización del mineral existente en la faena. Por lo mismo, y para comenzar, también se debe contar con la información granulométrica, como resultado de las tronaduras.

En particular, para la presente Memoria de Título, se utilizó información histórica de las tronaduras realizadas por una mediana mina subterránea de cobre, ubicada en la zona central de Chile. Esta información, se presenta a continuación en las siguientes tablas.

*Tabla 1: Composición y caracterización (parcial) de la roca. Base de datos a utilizar.*

Sector	Toba, %	Traquita, %	Andesita, %	RQD, %	JN	SG, t/m <sup>3</sup>
A26	0.35	0.00	0.65	80	6	2.73
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
F22	0.15	0.85	0.00	80	3	2.62
FVS	0.05	0.80	0.15	80	2	2.63
FVS	0.05	0.80	0.15	80	2	2.63
FVS	0.05	0.80	0.15	80	2	2.63
FVS	0.05	0.80	0.15	80	2	2.63
M13	0.10	0.90	0.00	80	4	2.61
M13	0.10	0.90	0.00	80	4	2.61
M13	0.10	0.90	0.00	80	4	2.61
O32	0.20	0.00	0.80	80	4	2.73
O32	0.20	0.00	0.80	80	4	2.73
O32	0.20	0.00	0.80	80	4	2.73
O32	0.20	0.00	0.80	80	4	2.73
O7	0.00	1.00	0.00	80	2	2.60
O7	0.00	1.00	0.00	80	2	2.60
O7	0.00	1.00	0.00	80	2	2.60

Donde:

<i>Toba</i>	=	Porcentaje de toba en la composición de la roca. [%]
<i>Traquita</i>	=	Porcentaje de traquita en la composición de la roca. [%]
<i>Andesita</i>	=	Porcentaje de andesita en la composición de la roca. [%]
<i>RQD</i>	=	<i>Rock Quality Design</i> , clasificación de la calidad de la roca. [%]
<i>JN</i>	=	Número de estructuras en el macizo rocoso.
<i>SG</i>	=	Densidad del mineral [t/m <sup>3</sup> ]

Tabla 2: Caracterización de la roca. Base de datos a utilizar.

Sector	M. Young, GPa	M. Poisson	UCS, MPa	BTS, MPa	RMR
A26	78.87	0.25	145.10	13.69	72.90
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
F22	70.56	0.19	204.41	15.34	76.65
FVS	72.81	0.19	201.63	15.31	77.10
FVS	72.81	0.19	201.63	15.31	77.10
FVS	72.81	0.19	201.63	15.31	77.10
FVS	72.81	0.19	201.63	15.31	77.10
M13	70.67	0.18	208.14	15.46	77.10
M13	70.67	0.18	208.14	15.46	77.10
M13	70.67	0.18	208.14	15.46	77.10
O32	81.24	0.25	146.04	13.78	73.80
O32	81.24	0.25	146.04	13.78	73.80
O32	81.24	0.25	146.04	13.78	73.80
O32	81.24	0.25	146.04	13.78	73.80
O7	70.90	0.18	215.60	15.70	78.00
O7	70.90	0.18	215.60	15.70	78.00
O7	70.90	0.18	215.60	15.70	78.00

Donde:

<i>M. Young</i>	=	Módulo de Young. [GPa]
<i>M. Poisson</i>	=	Módulo de Poisson.
<i>UCS</i>	=	Resistencia a la compresión uniaxial. [MPa]
<i>BTS</i>	=	Resistencia a la tracción, según ensayo brasileño. [MPa]
<i>RMR</i>	=	<i>Rock Mass Rating</i> , clasificación de la roca, Bienawski.

Tabla 3: Parámetros operacionales de tronadura. Base de datos a utilizar.

Sector	N° Corr	PHI, in	B, m	S, m	TP, m	NT	LTC, m	TON, t	KG, kg	FC, kg/t
A26	4	5.50	4.00	5.00	163.50	8	6	5413	1190	219.84
F22	4	5.50	4.00	5.00	117.00	8	0	3868	1005	259.82
F22	4	5.50	4.00	5.00	117.00	8	0	3868	1005	259.82
F22	4	3.00	2.00	2.50	193.50	11	20	1144	473	413.46
F22	4	3.00	2.00	2.50	193.50	11	20	1144	473	413.46
F22	5	3.00	2.00	2.50	193.50	11	20	1334	489	366.57
F22	5	3.00	2.00	2.50	193.50	11	20	1334	489	366.57
FVS	8	3.00	2.00	2.50	162.00	10	6	998	408	408.82
FVS	8	3.00	2.00	2.50	162.00	10	6	998	408	408.82
FVS	17	3.00	2.00	2.50	240.00	13	17	1460	601	411.64
FVS	17	3.00	2.00	2.50	240.00	13	17	1460	601	411.64
M13	4	5.50	4.00	5.00	88.50	6	9	2765	634	229.29
M13	4	5.50	4.00	5.00	88.50	6	9	2765	634	229.29
M13	4	5.50	4.00	5.00	88.50	6	9	2765	634	229.29
O32	4	4.13	3.00	3.50	400.50	14	20	6752	1938	287.03
O32	4	4.13	3.00	3.50	400.50	14	20	6752	1938	287.03
O32	4	4.13	3.00	3.50	400.50	14	20	6752	1938	287.03
O32	4	4.13	3.00	3.50	400.50	14	20	6752	1938	287.03
O7	6	3.00	2.00	2.50	172.50	16	3	1264	418	330.70
O7	6	3.00	2.00	2.50	172.50	16	3	1264	418	330.70
O7	6	3.00	2.00	2.50	172.50	16	3	1264	418	330.70

Donde:

<i>N° Corr</i>	=	Número de corridas (perfiles) de perforación en el caserón.
<i>PHI</i>	=	Diámetro de perforación. [in]
<i>B</i>	=	Burden. [m]
<i>S</i>	=	Espaciamiento. [m]
<i>TP</i>	=	Total de metros perforación por perfil. [m]
<i>NT</i>	=	Número de tiros por perfil.
<i>LTC</i>	=	Largo del tiro contorno. [m]
<i>TON</i>	=	Tonelaje tronado. [t]
<i>KG</i>	=	Carga de explosivo (ANFO) por perfil. [kg de ANFO]
<i>FC</i>	=	Factor de carga [kg ANFO/t]

Tabla 4: Información granulométrica. Base de datos a utilizar.

Sector	m	K, mm	P80, mm	P20, mm
A26	0.95	53.65	42.44	9.91
F22	0.85	16.43	12.64	2.48
F22	0.93	14.96	11.78	2.67
F22	0.80	48.16	36.41	6.40
F22	1.12	35.69	29.24	8.47
F22	1.21	39.90	33.18	10.56
F22	1.24	43.26	36.12	11.78
FVS	0.70	56.84	41.23	5.62
FVS	0.65	70.31	49.96	5.98
FVS	0.91	39.02	30.51	6.62
FVS	1.07	39.23	31.88	8.77
M13	1.03	56.71	45.67	11.90
M13	1.21	52.51	43.65	13.85
M13	1.62	39.11	34.06	14.44
O32	0.86	54.14	41.82	8.41
O32	0.97	46.77	37.16	8.90
O32	0.91	66.80	52.25	11.36
O32	1.11	52.52	42.93	12.27
O7	0.69	54.25	39.27	5.28
O7	0.67	71.13	51.02	6.48
O7	1.10	45.22	36.92	10.47

Donde:

- $m$  = Coeficiente de ajuste del modelo de Gaudin-Schumann. [cm]
- $K$  = Tamaño máximo de partículas, modelo de Gaudin-Schumann. [in]
- $P80$  = Tamaño característico al que pasa el 80% de la muestra. [in]
- $P20$  = Tamaño característico al que pasa el 20% de la muestra. [in]

A partir de la información de la tabla anterior, es posible determinar la distribución de las muestras por medio del modelo de Gaudin-Schumann, representado por la siguiente ecuación:

*Ecuación 4: Modelo de Gaudin Schumann.*

$$Fu(x_i) = \left(\frac{x_i}{K}\right)^m$$

Donde:

- $m$  = Coeficiente de ajuste del modelo de Gaudin-Schumann. [cm]
- $K$  = Tamaño máximo de partículas, modelo de Gaudin-Schumann. [in]
- $x_i$  = Tamaño de la abertura de malla. [in]
- $Fu(x_i)$  = Porcentaje pasante acumulado para el tamaño  $x_i$ . [%]

De esta manera, a partir de la base de datos obtenida, se procede a identificar las variables que mayormente aportan información para la construcción del modelo de tronadura.

#### **4.1.1. Análisis preliminar de los datos y variables candidatas**

Si bien, en una primera instancia es posible observar una base de datos bastante pequeña, con tan solo 21 muestras, dentro de ésta se puede observar una segregación en 6 sectores productivos dentro de la mina, con diversos parámetros operacionales y de caracterización de la roca. A partir de esto, se muestra a continuación un primer análisis de los datos, evaluándolos tanto por sectores, como de manera global, identificando así las variables más representativas en los distintos casos.

##### **4.1.1.1. F22**

En el sector *F22* se puede observar una importante variación en los parámetros operacionales de la perforación y tronadura, principalmente el factor de carga, tonelaje tronado, metros perforados, cantidad de tiros, *burden*, espaciamiento y diámetro de perforación.

En base a esta información, se puede observar una baja variabilidad en el tamaño máximo de partículas, a pesar de observarse una importante variación en los valores de tonelaje, *burden*, espaciamiento, diámetro y factor de carga. Esto puede deberse principalmente a que existen distintos métodos de perforación dentro del sector.

Por otro lado, se puede observar que los parámetros intrínsecos de la roca no varían, aspecto que responde a la continuidad de la roca en el mismo sector productivo.

##### **4.1.1.2. FVS**

En el sector *FVS*, se puede observar que los parámetros de perforación y tronadura que presentan variación, son el tonelaje, número de tiros, total perforado, largo del tiro de contorno y factor de carga.

En este sector, se presenta una menor granulometría para sectores que tienen una mayor carga de explosivo, relación que concuerda con la base de la tronadura. A modo de desventaja, se destaca la poca cantidad de datos dentro del sector (sólo 3).

Por otro lado, es posible observar nuevamente que los parámetros intrínsecos de la roca son constantes dentro del sector.

##### **4.1.1.3. A26, M13, O7, O32**

En estos sectores, se puede observar que dentro de cada uno de ellos, tanto los parámetros operacionales como las características del macizo, se mantienen constantes, por lo que no se aporta demasiada información para determinar el modelo de tronadura. Sin embargo, existen considerables diferencias entre un sector y otro.

A pesar de lo anterior, se nota una importante variación de la información de granulometría dentro de cada sector, en particular el m y P100.

##### **4.1.1.4. Global Mina**

Al observar todos los sectores en conjunto, se puede notar que los parámetros con mayor variabilidad, y que por lo tanto podrían aportar una mayor información en el proceso de escoger un modelo predictivo, corresponden tanto a parámetros operacionales de perforación y tronadura (diámetro de perforación, *burden*, espaciamiento, tonelaje tronado, carga de explosivo y número de tiros), como también a parámetros asociados a la caracterización de la roca, siendo la

composición de la roca, número de sets de discontinuidades, gravedad específica, UCS y la resistencia a la tracción, los que mayor información aportan. De esta manera, en la búsqueda de un modelo que pueda determinar de forma satisfactoria la granulometría ROM, debieran ser considerados para la ecuación final del modelo.

Sin embargo, en base a la información observada por sectores productivos, se observa una inconsistencia en los datos representada por la diferencia de resultados en la granulometría ROM para un mismo diseño de la operación de tronadura e iguales características del macizo. Si bien, estas controversias pueden ser consideradas normales dentro de la operación, para el análisis de la base de datos se generan estas inconsistencias que influyen negativamente en procesos posteriores.

Sin ser menores, estas inconsistencias se encuentran mayoritariamente en los sectores A26, M13, O7 y O32, por lo que se debe realizar un filtro en los datos a utilizar.

#### **4.1.2. Filtro de datos**

Ya que el único sector que podría aportar información de forma significativa a la construcción del modelo de forma individual corresponde a F22, se decide la obtención de un modelo global de la mina, filtrando previamente la base de datos.

Para identificar los datos a ser eliminados, se consideró el siguiente filtro:

*Ecuación 5: Criterio del filtro de datos a partir del límite de detección.*

$$\frac{|X_i - \bar{X}|}{\sigma} \geq 3$$

Donde:

- $X_i$ : Valor de una cierta variable de la base de datos.
- $\bar{X}$ : Media de la variable de la base de datos.
- $\sigma$ : Desviación estándar de la variable de la base de datos.

Analizando cada uno de los datos, se puede observar que ningún dato cumple el filtro, como para considerarse un dato erróneo. Por lo tanto, se realiza una identificación de los datos de manera manual, observando los grupos que se comportan de manera inconsistente.

Tabla 5: Información granulométrica de la base de datos, segregada por subconjuntos de datos con inconsistencias.

Sector	m	K, mm	P80, mm	P20, mm
A26	0.95	53.65	42.44	9.91
F22	0.85	16.43	12.64	2.48
F22	0.93	14.96	11.78	2.67
F22	0.80	48.16	36.41	6.40
F22	1.12	35.69	29.24	8.47
F22	1.21	39.90	33.18	10.56
F22	1.24	43.26	36.12	11.78
FVS	0.70	56.84	41.23	5.62
FVS	0.65	70.31	49.96	5.98
FVS	0.91	39.02	30.51	6.62
FVS	1.07	39.23	31.88	8.77
M13	1.03	56.71	45.67	11.90
M13	1.21	52.51	43.65	13.85
M13	1.62	39.11	34.06	14.44
O32	0.86	54.14	41.82	8.41
O32	0.97	46.77	37.16	8.90
O32	0.91	66.80	52.25	11.36
O32	1.11	52.52	42.93	12.27
O7	0.69	54.25	39.27	5.28
O7	0.67	71.13	51.02	6.48
O7	1.10	45.22	36.92	10.47

Estos subconjuntos de datos, son aquellos que presentan igual información en todos los parámetros, pero como puede observarse en la tabla anterior, difieren en la granulometría resultante.

Frente a esta situación, se evaluará cada subconjunto de datos, observando cuál de esos datos presenta una mayor dispersión para eliminarlo del conjunto global. Dado que el modelo predictivo estará enfocado a la granulometría obtenida de la tronadura, se enfocará en estos parámetros para determinar los valores erróneos (K principalmente). Esta metodología, se lleva a cabo con la finalidad de obtener un conjunto global de datos que pueda ser mayormente representativa para la obtención del modelo.

Por lo tanto, para los subconjuntos de datos, se evaluó la dispersión como una variable estandarizada de cada valor, con respecto a la información global de la mina, normalizando la ecuación 2 por medio de la desviación estándar de la base de datos completas, para observar que valor era el más adecuado para trabajar en cada subconjunto. De esta manera, se tiene lo siguiente:

Tabla 6: Dispersión de K de los subconjuntos de datos inconsistentes, destacando (negrita) los datos de menor dispersión.

Sector	K, mm	Dispersión, %
<b>A26</b>	<b>53.65</b>	<b>0.42</b>
<b>F22</b>	<b>16.43</b>	<b>2.13</b>
F22	14.96	2.23
<b>F22</b>	<b>48.16</b>	<b>0.05</b>
F22	35.69	0.81
F22	39.9	0.52
<b>F22</b>	<b>43.26</b>	<b>0.29</b>
<b>FVS</b>	<b>56.84</b>	<b>0.64</b>
FVS	70.31	1.57
FVS	39.02	0.58
<b>FVS</b>	<b>39.23</b>	<b>0.56</b>
M13	56.71	0.63
<b>M13</b>	<b>52.51</b>	<b>0.35</b>
M13	39.11	0.57
O32	54.14	0.46
<b>O32</b>	<b>46.77</b>	<b>0.05</b>
O32	66.8	1.33
O32	52.52	0.35
O7	54.25	0.47
O7	71.13	1.62
<b>O7</b>	<b>45.22</b>	<b>0.15</b>

En la tabla anterior, pueden observarse los valores de dispersión del parámetro K, para la información de toda la mina. En negrita se destacan aquellos valores de los subconjuntos, que presentan una menor dispersión.

De esta manera, realizando el filtro de los datos, se obtiene la siguiente base de datos corregida:

Tabla 7: Base de datos filtrada.

Sector	K, mm	Dispersión, %
A26	53.65	0.42
F22	16.43	2.13
F22	48.16	0.05
F22	43.26	0.29
FVS	56.84	0.64
FVS	39.23	0.56
M13	52.51	0.35
O32	46.77	0.05
O7	45.22	0.15

Si bien para el caso de evaluación, se cuenta finalmente con una base de datos bastante reducida, permite obtener información relevante de los diseños de operación mina, dando la posibilidad de generar un modelo predictivo de la granulometría que represente distintos sectores de la faena, distintas características operacionales y de esta manera, dar pie para la generar la mejor estrategia de trabajo para diversos casos.

De esta manera, se procede a generar un modelo predictivo de la granulometría, en base a los parámetros medibles de la operación y caracterización de la roca.

## **4.2. Modelo predictivo de granulometría ROM**

Una vez que ya se ha analizado y filtrado la base de datos a utilizar, en donde de forma paralela se identificaron las variables con mayor aporte de información, se procede a generar un modelo que permita determinar de manera predictiva la granulometría ROM, resultante de la operación de tronadura.

Para esto, se utiliza el lenguaje de programación *R* en el software *R Studio*, el cual permite realizar modelos de regresión, facilitando el ajuste de los parámetros del modelo. Dentro de la misma programación, se realiza las etapas de ajuste y validación del modelo, a fin de estimar la robustez y aceptabilidad del modelo.

Finalmente, se realizan los análisis y discusiones de esta etapa, continuando con el estudio del efecto de estas granulometrías resultantes en los procesos aguas abajo.

### **4.2.1. Estructuración del modelo predictivo**

Dentro de las opciones evaluadas para generar un modelo predictivo de granulometría del proceso de tronadura, se abordaron dos caminos. El primero de ellos, se basa en determinar tamaños característicos que representaran tanto a gruesos, como a finos. En el segundo caso, debido a la dificultad que conlleva en sí la correcta estimación de los finos, en particular en una muestra de tamaños preferentemente gruesos, se optó por la determinación de dos tamaños característicos que representaran la sección de mayores tamaños de la distribución.

Por consiguiente, se determinan los modelos predictivos por medio de regresiones lineales, considerando transformaciones de variables logarítmicas, combinación entre parámetros que den un sentido fenomenológico de la operación y, además, se utiliza el método de regresión por pasos, el que permite descartar aquellas variables que no aportan información al modelo, mejorando progresivamente la estructura del modelo.

De esta manera, en la siguiente sección, se presentan los resultados obtenidos para ambos casos, considerando como tamaños característicos: P20, P80 y P100.

#### **4.2.1.1. Modelo P80 – P20**

En el primero de los casos, se enfocaron los esfuerzos en determinar un modelo que pudiese representar tanto la sección gruesa de la distribución granulométrica, como la zona fina de la curva.

En este intento inicial, se observó una mayor dificultad en la representatividad de los modelos que pudiesen predecir el P20. Dentro de los modelos utilizados, se perdía correlación tanto al incorporar parámetros operacionales que intuitivamente afectan a la granulometría resultante del proceso de tronadura. De igual manera, se consideró añadir parámetros asociados a la caracterización de la roca, sin obtener resultados aceptables.

De esta manera, debido a la imposibilidad de encontrar un modelo base que ajustara adecuadamente a la sección de finos de la curva, se decidió evitar el trabajo predictivo con los finos y concentrarse en la predicción de la granulometría a partir de la sección gruesa de la distribución.

#### 4.2.1.2. Modelo P80 – P100

En una segunda instancia de trabajo, se observa la factibilidad de realizar un modelo predictivo que evalúe la sección gruesa de la distribución granulométrica, tomando como variables objetivo los tamaños característicos de P80 y P100.

Para este caso se trabaja inicialmente con un modelo base en ambos casos, relacionando todos los parámetros de la base de datos en una expresión lineal, que posteriormente es evaluada con el método de regresión por pasos, para evaluar las variables candidatas que mayor información aportan al modelo y de forma paralela, descartar aquellas que no agregan valor a la regresión. De esta manera, por medio de un proceso iterativo, se evaluaron los modelos que presentaran una mayor correlación con las variables en cuestión, P80 y P100.

Una vez desarrollado un número tentativo de modelos base, se procedió a evaluar otras relaciones entre las variables de la base de datos, de modo que tengan un sentido fenomenológico en la operación. Algunos ejemplos de variables candidatas se presentan a continuación:

- Relación Burden – Espaciamiento:  $\frac{B0}{S0}$
- Factor de perforación:  $\frac{TP}{TON}$
- Razón entre la resistencia a la tracción y la compresión:  $\frac{UCS}{BTS}$
- Largo del tiro promedio:  $\frac{TP}{NT}$
- Relación entre volumen y tonelaje tronado:  $\frac{B0*S0*TP}{TON}$
- Factor de carga volumétrico:  $\frac{KG}{B0*S0*LTC}$

Otras expresiones utilizadas no agregaban valor al modelo estudiado, generando incluso un empeoramiento en la correlación de éste.

Una vez generada una expresión que representara suficientemente bien la granulometría resultante, se procede a realizar la campaña de ajuste y validación con la estructura de modelos de P80 y P100 (desde ahora, K) más prometedoras.

#### 4.2.2. Estructura de los modelos definitivos

A partir de estos resultados, que dan cuenta de un modelo lo suficientemente confiable para determinar la granulometría resultante del proceso de tronadura, los modelos finales para el estudio, se adjuntan a continuación:

*Ecuación 6: Estructura del modelo predictivo de K.*

$$K = -28.90 * BTS + 650.83 * \left(\frac{B0}{S0}\right) - 0.06 * KG$$

*Ecuación 7: Estructura del modelo predictivo de P80.*

$$P80 = -64.29 * BTS + 1.07 * UCS - 0.96 * \left(\frac{TP}{NT}\right) + 1059.00 * \left(\frac{B0}{S0}\right) - 0.05 * KG$$

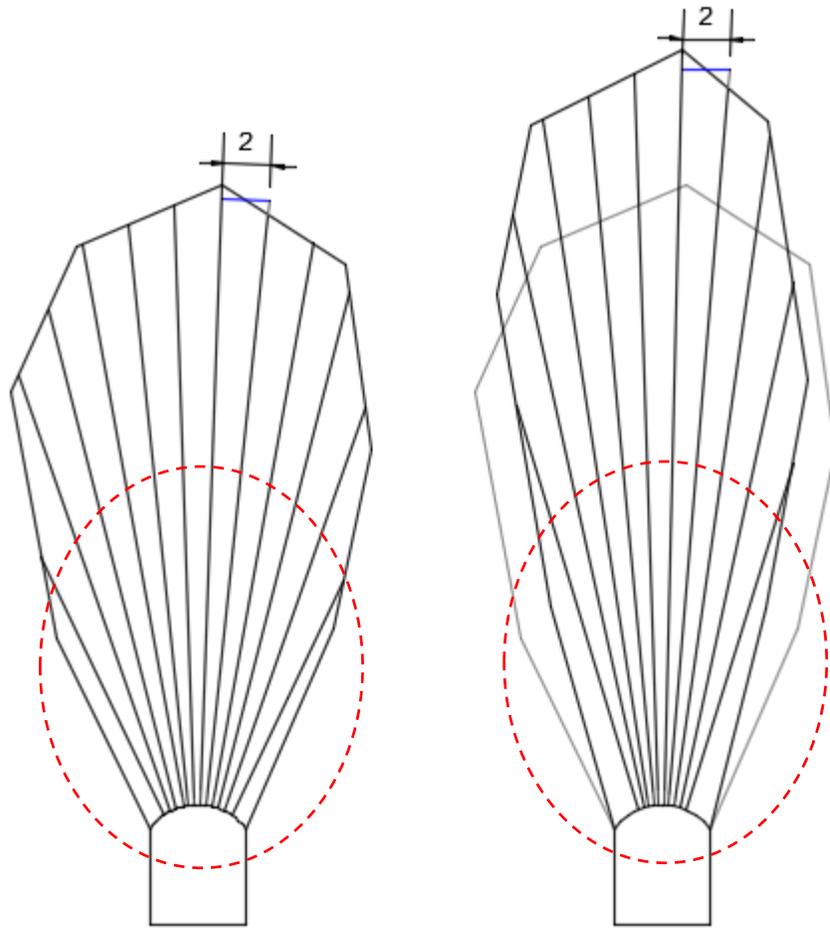
Donde:

<i>K</i>	=	Tamaño máximo de partículas, mm
<i>P80</i>	=	Tamaño característico de la muestra, mm
<i>BTS</i>	=	Resistencia a la tracción, ensayo brasileño. [Entre 13.7 y 15.7 MPa]
<i>UCS</i>	=	Resistencia a compresión uniaxial. [Entre 145.1 y 215.6 MPa]
<i>BO</i>	=	Burden. [Entre 2.0 y 4.0 m]
<i>SO</i>	=	Espaciamiento. [Entre 2.5 y 5.0 m]
<i>TP</i>	=	Total perforado. [Entre 88.5 y 400.5 m]
<i>NT</i>	=	Número de tiros en la malla de perforación. [Entre 6.0 y 16.0]
<i>KG</i>	=	Carga de explosivo, ANFO. [Entre 408.0 y 1938.0 kg de ANFO]

El modelo tiene un sentido físico coherente con lo observado, en particular, por las siguientes consideraciones:

- La relación entre las resistencias a la compresión y la tracción, afectan inversamente a la granulometría resultante. En particular, para el caso de la resistencia a la tracción, se observa una concordancia en ambos tamaños característicos (a mayor BTS, la granulometría disminuye). Esto toma sentido al considerar que los esfuerzos asociados a cada resistencia, poseen direcciones contrarias.
- En ambos modelos, para una mayor carga de explosivo, se puede observar una disminución en la granulometría ROM, lo cual resulta esperable del proceso de tronadura.
- En caso de la relación Burden-Espaciamiento, se puede observar en ambos casos que, al aumentar esta razón, la granulometría resultante aumenta. A modo de ejemplo, si se mantiene constante el espaciamiento entre los disparos, un aumento de esta relación, implicaría una mayor separación entre los perfiles de producción, por lo que es de esperar una granulometría mayor. En general, para esta variable del modelo, se tomará en cuenta entonces esta consideración, un espaciamiento constante para los análisis de sensibilidad.
- Finalmente, en el caso de la relación que da cuenta de un largo promedio de perforación (total perforado versus el número de tiros), es posible notar una disminución de la granulometría al aumentar los metros perforados promedio. Al igual que la relación anterior, esto toma sentido al mantener la consideración anterior, un espaciamiento constante, en conjunto del total perforado. Al considerar estos parámetros constantes, al disminuir el número de tiros, esta razón aumenta generando una baja en ambos tamaños característicos. Esto se debe principalmente a que los tiros serían más largos, presentando una mayor sección angosta.

A continuación, se presenta de manera esquemática, y un tanto exagerada, el efecto para un perfil aleatorio de producción, con las consideraciones de parámetros constantes mencionadas anteriormente:



*Ilustración 11: Efecto de la disminución de tiros a un mismo total perforado en una malla de disparos.*

En la imagen anterior, es posible observar que, para un mismo espaciamiento, y considerando un largo total de perforación constante, en la sección de perforación más cercana a la galería, la separación entre los tiros es menor, por lo que es esperable que se obtenga una granulometría menor.

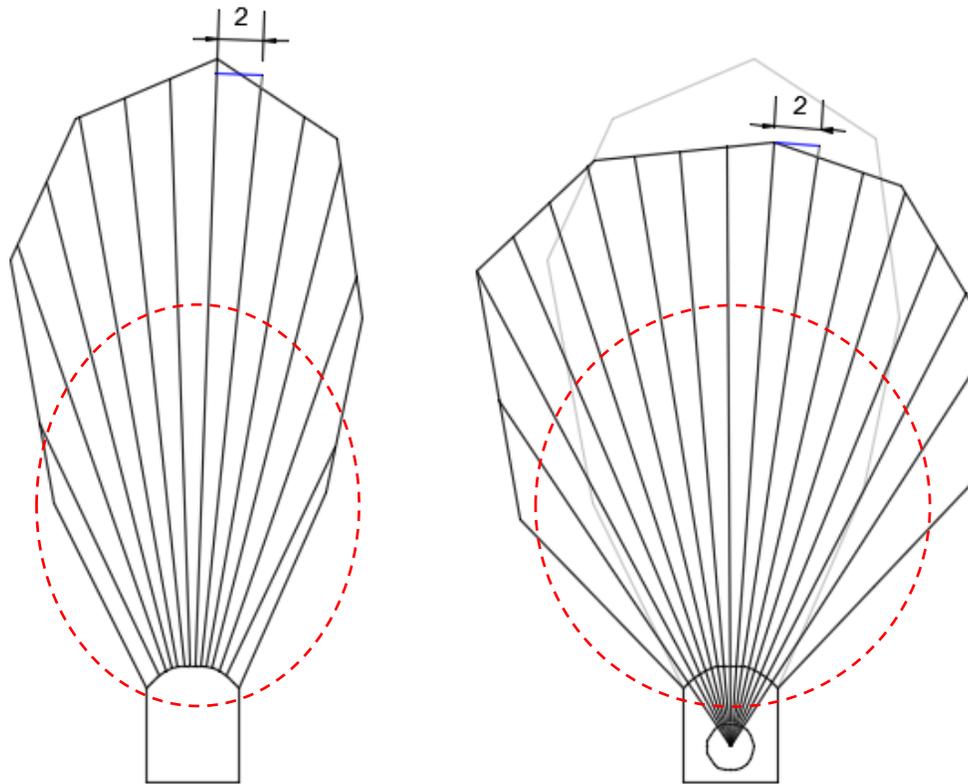


Ilustración 12: Efecto del aumento en el número de tiros a un mismo total perforado en una malla de disparos.

Análogamente, al aumentar el número de tiros para un mismo total perforado, manteniendo constante el espaciamiento entre los disparos, se observa que la opción correspondería a un ensanchamiento del perfil de producción, lo que implicaría una mayor separación entre los disparos, en la zona más cercana de la galería y, por lo tanto, un aumento de la granulometría resultante de la tronadura.

De esta manera, se desarrolla un simulador de tronadura, el cual permite obtener la granulometría ROM a partir de parámetros operacionales conocidos. A continuación, se presentan los principales elementos del simulador, entregando como resultado principal, la distribución granulométrica a partir de los tamaños característicos evaluados, utilizando el modelo de Gaudin-Schumann, sustentado por la información disponible de la base de datos.

### 4.2.3. Validación del modelo

Dentro del proceso de la validación vía Montecarlo, se considera únicamente el modelo de la sección gruesa de la curva, debido a que las expresiones propuestas para los finos no tuvieron resultados aceptables.

#### 4.2.3.1. *Modelo P80 – K*

Para validar el modelo se seleccionó un subconjunto al azar con el cual se ajustaron los parámetros del modelo, de este ejercicio se obtuvo el error de ajuste. Luego, con el modelo

ajustado, se predijeron los valores del subconjunto complemento para calcular el error de validación.

Esto se conoce como metodología de Montecarlo, debido a que genera una mayor aleatoriedad en el proceso de selección de los conjuntos de ajuste y validación, y dado que, por medio de procesos iterativos, se pretende evaluar la aceptación de cada modelo, se determina que es la manera más representativa y menos sesgada de hacerlo.

Para el caso de estudio, se realizarán 100 iteraciones para cada modelo. Sin embargo, debido a que la base de datos corregida se compone de 9 datos, se decidió que el subconjunto destinado para predicción será de 1 dato, mientras que el utilizado para el ajuste, será de 8 datos.

A partir de la validación, se obtienen cuatro resultados importantes a evaluar, los cuales comprenden la media y varianza de errores, histogramas con la distribución de los errores y un gráfico de dispersión de los datos.

A continuación, se presentan estos resultados para una realización, en conjunto de una tabla resumen de los parámetros relevantes para la evaluación del modelo.

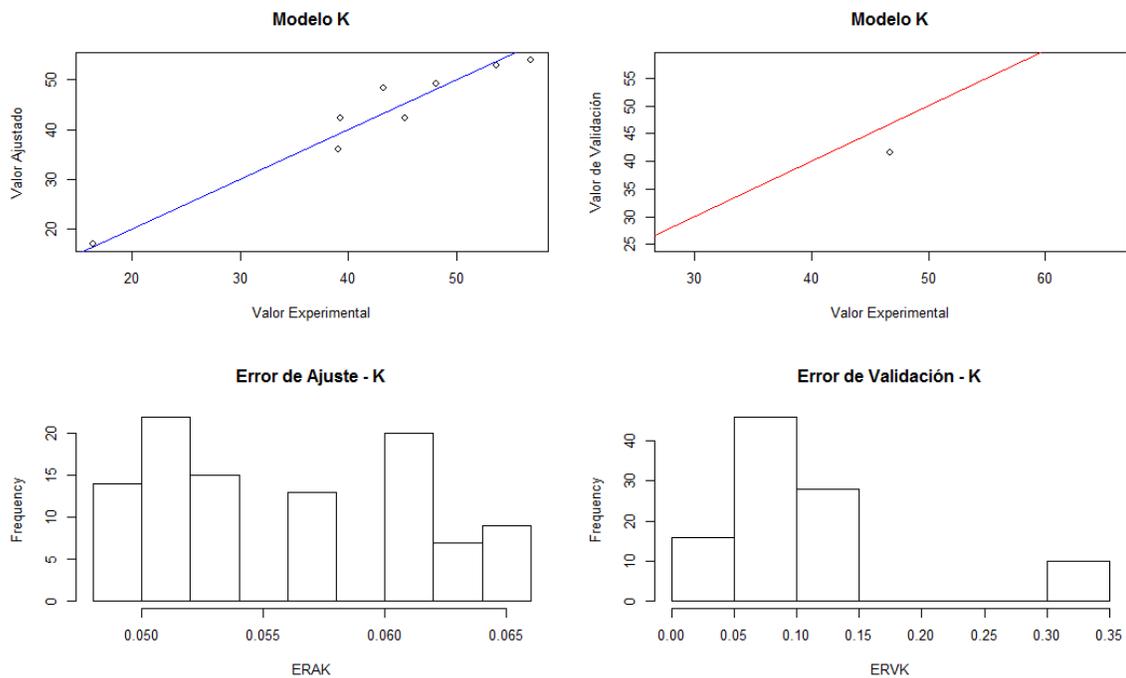


Ilustración 13: Gráficos de dispersión (arriba) e histogramas (abajo) del subconjunto de validación (der.) y ajuste (izq.) para la validación por Montecarlo del modelo de K.

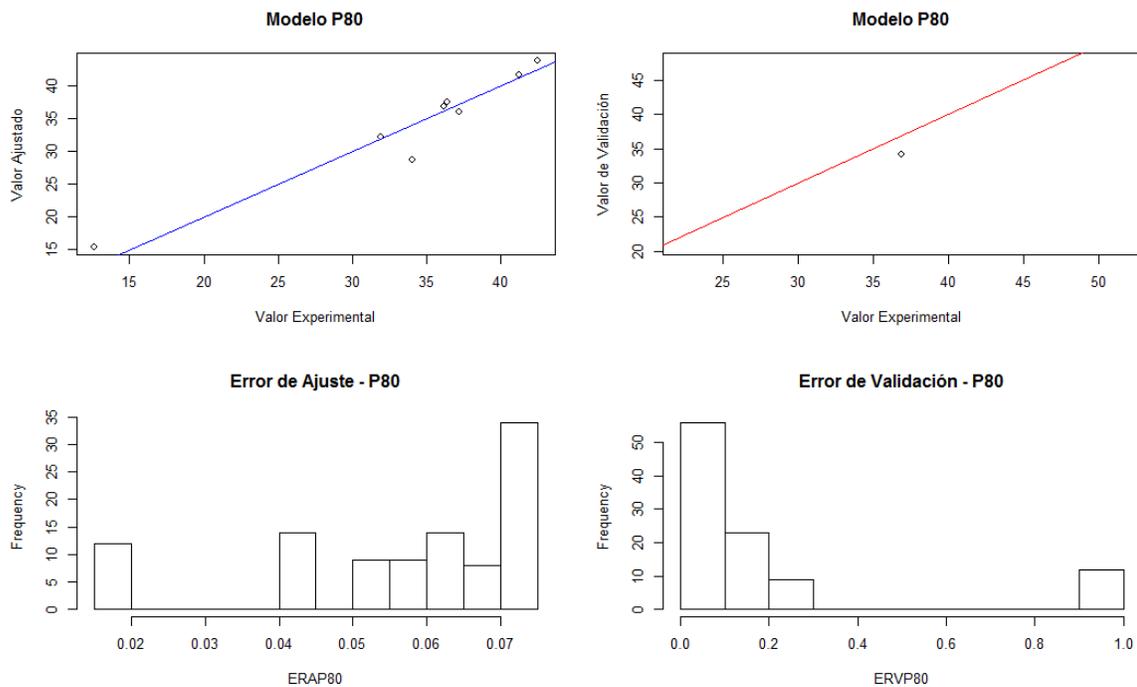


Ilustración 14: Gráficos de dispersión (arriba) e histogramas (abajo) del subconjunto de validación (der.) y ajuste (izq.) para la validación por Montecarlo del modelo de P80.

Tabla 8: Resumen de indicadores de la validación por Montecarlo.

	<b>P80</b>	<b>K</b>
Correlación, %	99.18	99.30
Media error de validación, %	17.29	10.57
Varianza error de validación, %	6.98	0.58
Media error de ajuste, %	4.55	5.73
Varianza error de ajuste, %	0.02	0.01

A partir de estos resultados, se consideran aceptables los modelos para generar un simulador que permita estimar la granulometría resultante de la tronadura. De todas formas, cabe destacar que los resultados se consideran aceptables tomando en cuenta la baja cantidad de datos de trabajo, y en el caso de poseer una base de datos más completa para otros estudios, se podría llegar a resultados mucho mejores, de acuerdo a la metodología presentada al comienzo del trabajo.

#### 4.2.4. Generación de un simulador de granulometría ROM

Como se mencionó anteriormente, se realiza la formulación de un simulador simple que permita obtener la granulometría resultante del proceso de tronadura a partir de aspectos operacionales y de caracterización de la roca.

El simulador en cuestión, permite la variación de los factores que componen las ecuaciones 3 y 4, de manera de observar las diferencias en los resultados de diversos procesos operacionales.

A continuación, se presenta el formato utilizado para el simulador:

Tabla 9: Estructura del simulador de granulometría ROM.

Modelo	K		Modelo	P80	
BTS, MPa	<b>-28.90</b>	13.69	BTS, MPa	<b>-64.29</b>	13.69
B0/S0	<b>650.83</b>	0.80	UCS, MPa	<b>1.07</b>	145.10
KG, kg ANFO	<b>-0.06</b>	1190.00	TP/NT, m	<b>-0.96</b>	20.40
			B0/S0	<b>1059.00</b>	0.80
			KG, kg ANFO	<b>-0.05</b>	1190.00
<b>K [in]</b>	<b>54.94</b>		<b>P80 [in]</b>	<b>42.36</b>	
<b>K [mm]</b>	<b>1395.43</b>		<b>P80 [mm]</b>	<b>1075.89</b>	

Cabe mencionar que, en el caso particular de este simulador, se trabaja dentro de los rangos de la operación de esta mina de *Sub-Level Stopping*. A continuación, se detallan los rangos de trabajo para cada parámetro, detallando también la media de cada uno de estos valores.

Tabla 10: Rangos de operación de las variables que componen los modelos predictivos de granulometría ROM.

	<b>BTS</b> [MPa]	<b>UCS</b> [MPa]	<b>B0</b> [m]	<b>S0</b> [m]	<b>TP</b> [m]	<b>NT</b>	<b>B0/S0</b>	<b>TP/NT</b>	<b>KG</b> [Kg ANFO]
<b>Mínimo</b>	13.69	145.10	2.0	2.5	88.5	6.0	0.80	10.78	408
<b>Media</b>	15.03	192.07	2.76	3.4	207.64	11.24	0.86	18.11	860
<b>Máximo</b>	15.70	215.60	4.0	5.0	400.5	16.0	0.86	28.61	1938

Posteriormente, como se mencionó con anterioridad, por medio de una interpolación logarítmica, es posible obtener por medio de ajuste, el valor del parámetro  $m$  del modelo de Gaudin-Schumann, que corresponde a la pendiente de la curva en escala logarítmica, y consecuentemente, estimar la distribución granulométrica completa. En este caso, se consideró distribución de tamaños en base a mallas Tyler, como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 11: Distribución de tamaños, malla Tyler, considerando la simulación de un caso intermedio.

<b>x [mm]</b>	<b>Fu [%]</b>	<b>x [mm]</b>	<b>Fu [%]</b>
<b>2000.0</b>	100.00	<b>1.696</b>	0.32
<b>1016.0</b>	76.16	<b>1.199</b>	0.23
<b>508.0</b>	42.02	<b>0.848</b>	0.17
<b>254.0</b>	23.18	<b>0.600</b>	0.13
<b>152.4</b>	14.95	<b>0.424</b>	0.10
<b>101.6</b>	10.56	<b>0.300</b>	0.07
<b>50.8</b>	5.83	<b>0.212</b>	0.05
<b>38.1</b>	4.55	<b>0.150</b>	0.04
<b>25.4</b>	3.21	<b>0.106</b>	0.03
<b>12.7</b>	1.77	<b>0.075</b>	0.02
<b>9.0</b>	1.32	<b>0.053</b>	0.02
<b>6.0</b>	0.93		

Finalmente, a partir de esta distribución de tamaños, es posible obtener un gráfico de porcentaje acumulado pasante, el cual permitirá un posterior análisis de sensibilidad con respecto a los parámetros operacionales.

En base a estos resultados, se realiza un análisis de sensibilidad con respecto a tres aspectos, que resultan ser más significativos en el proceso de la tronadura. Estos corresponden a un análisis con respecto al tipo de roca, perforación y carga del explosivo.

#### **4.2.4.1. Análisis de sensibilidad – Tipo de roca**

Para el caso del tipo de roca, se tomará en consideración un caso base para el resto de los parámetros, a fin de observar el efecto de un cambio de unidad geológica, por ejemplo, en la granulometría resultante de la tronadura. Este caso base considera los siguientes valores:

Tabla 12: Parámetros bases para análisis de sensibilidad con respecto al tipo de roca.

<b>Variable</b>	<b>Valor, caso base</b>
Total perforado, m	204.00
Número de tiros	10.00
Burden, m	2.00
Espaciamiento, m	2.50
Carga de explosivo, kg	1,190.00

En base a esto, se varía los valores de la resistencia a la compresión uniaxial y la resistencia a la tracción, de tal manera de representar materiales blandos, intermedios y duros, aspecto que se traduce en menor o mayor facilidad para fracturar la roca.

Lo anterior, se observa en los siguientes gráficos, que dan cuenta de la variación de granulometría para distintos tipos de roca.



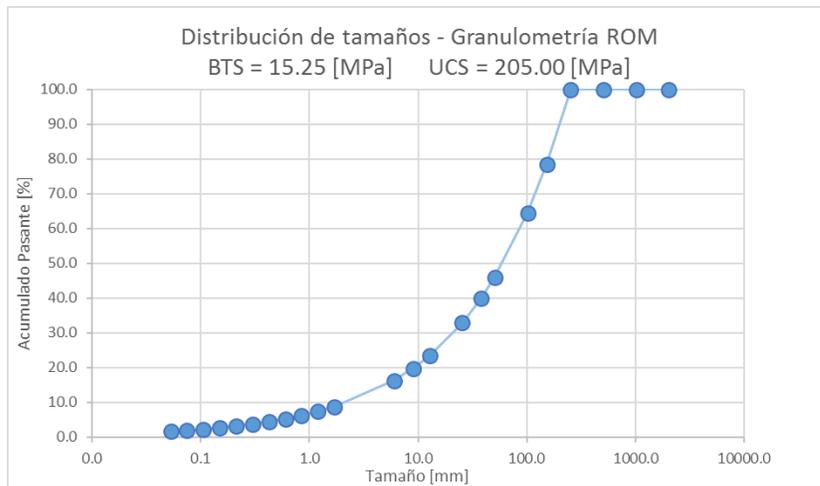


Ilustración 17: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso de roca dura.

A continuación, se presenta a modo de resumen y permitiendo una comparación entre los distintos casos, un gráfico que reúne las distribuciones granulométricas de los tres escenarios del análisis de sensibilidad:

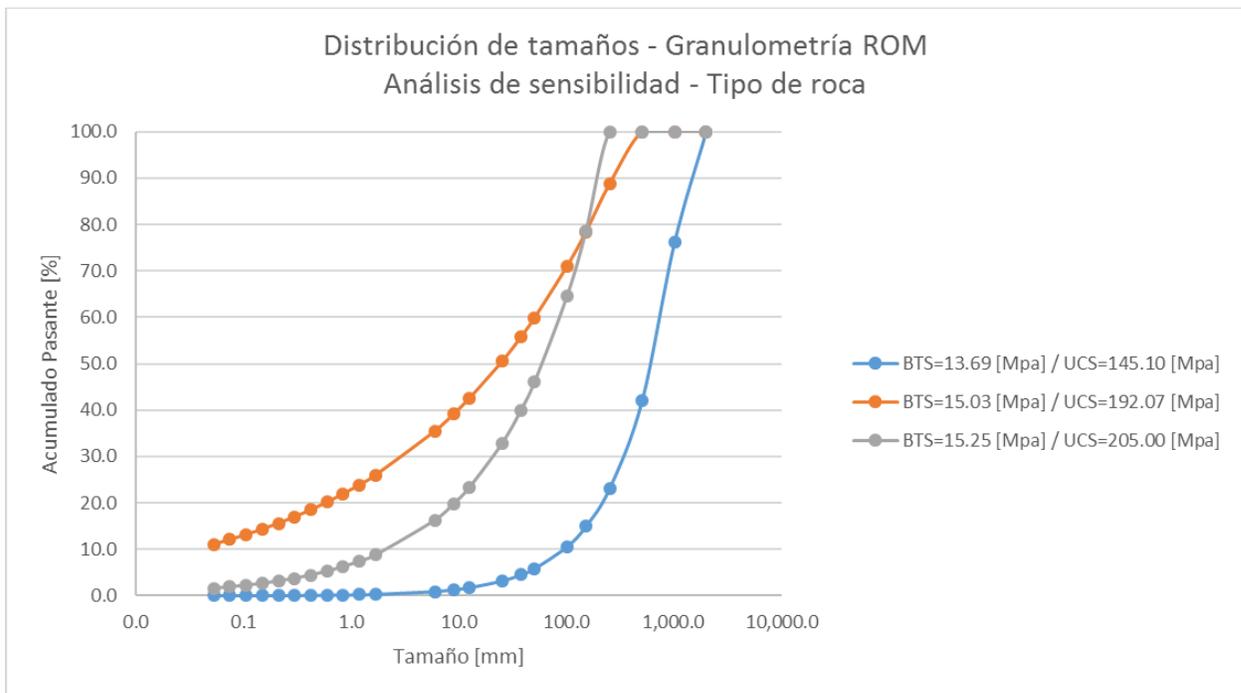


Ilustración 18: Resumen comparativo del análisis de sensibilidad con respecto al tipo de roca.

En el caso del tipo de roca, resulta bastante complejo realizar un análisis acertado con respecto a la variación de *BTS* y *UCS*. Esto se debe principalmente a que al moverse de un tipo de roca a otro, ambos factores varían de manera aproximadamente lineal, y debido a que en el simulador la tracción es un parámetro de mayor efecto que la resistencia a la compresión,

representado por las diferencias de magnitud entre los valores de ambos coeficientes, el efecto de tronar materiales más blandos no se ve notoriamente reflejado en el simulador.

#### 4.2.4.2. Análisis de sensibilidad – Carga de explosivo

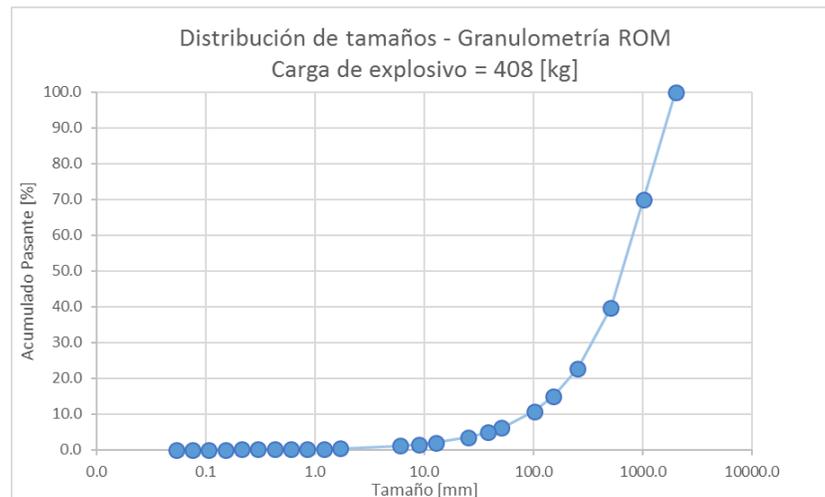
Finalmente, al momento de analizar el efecto asociado a la cantidad de explosivo utilizado en la tronadura, se trabajará, al igual que los casos anteriores, con un caso base para el resto de los parámetros de la operación. Este caso de estudio estará dado por los siguientes valores:

Tabla 13: Parámetros bases para el análisis de sensibilidad con respecto a la carga de explosivo.

Variable	Valor, caso base
Resistencia a la compresión uniaxial, MPa	15.03
Resistencia a la tracción, MPa	192.97
Total perforado, m	204.00
Número de tiros	10.00
Burden, m	2.00
Espaciamiento, m	2.50

De esta manera, se varían los parámetros de la carga de explosivo, para observar el efecto de este aspecto en la granulometría resultante.

Los resultados del procedimiento, se observan en los gráficos a continuación:







De esta manera, se muestran los resultados obtenidos para un largo promedio alto, intermedio y bajo, representados por las siguientes curvas granulométricas.

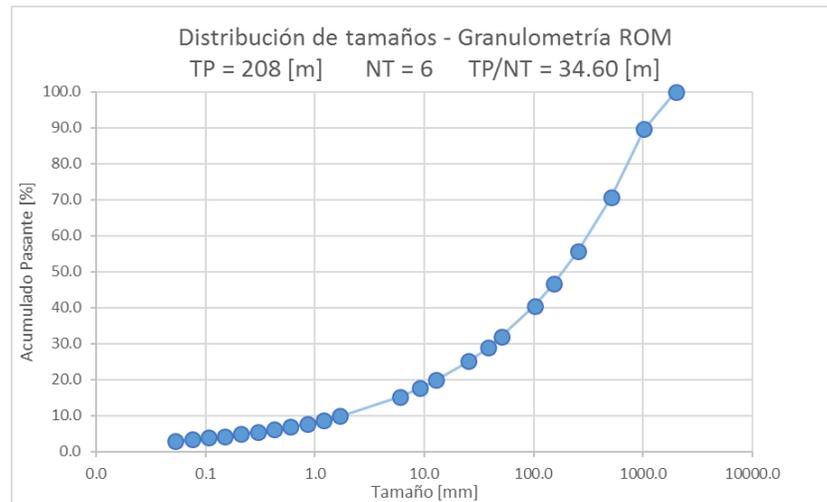


Ilustración 23: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso de baja densidad de perforación.

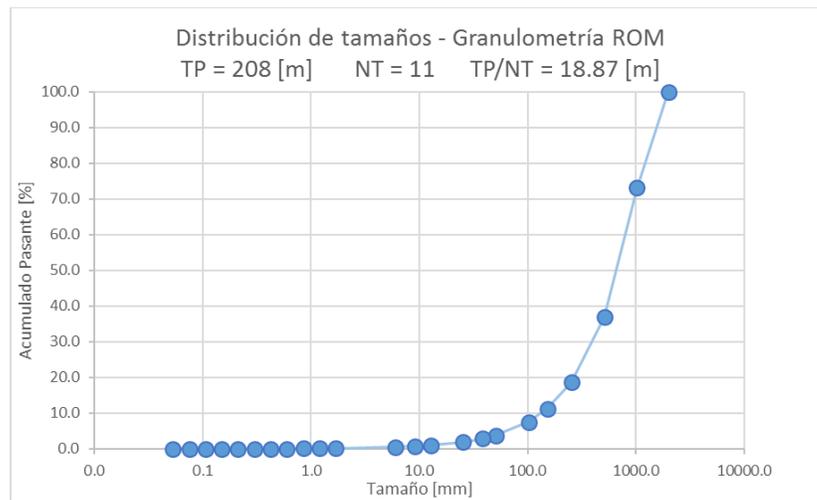


Ilustración 24: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso de densidad de perforación intermedia.

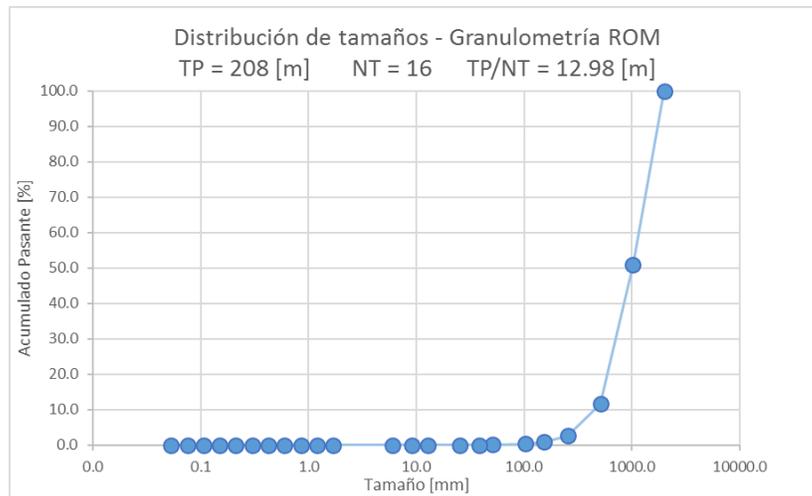


Ilustración 25: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso de alta densidad de perforación.

A continuación, se presenta a modo de resumen y permitiendo una comparación entre los distintos casos, un gráfico que reúne las distribuciones granulométricas de los tres escenarios del análisis de sensibilidad:

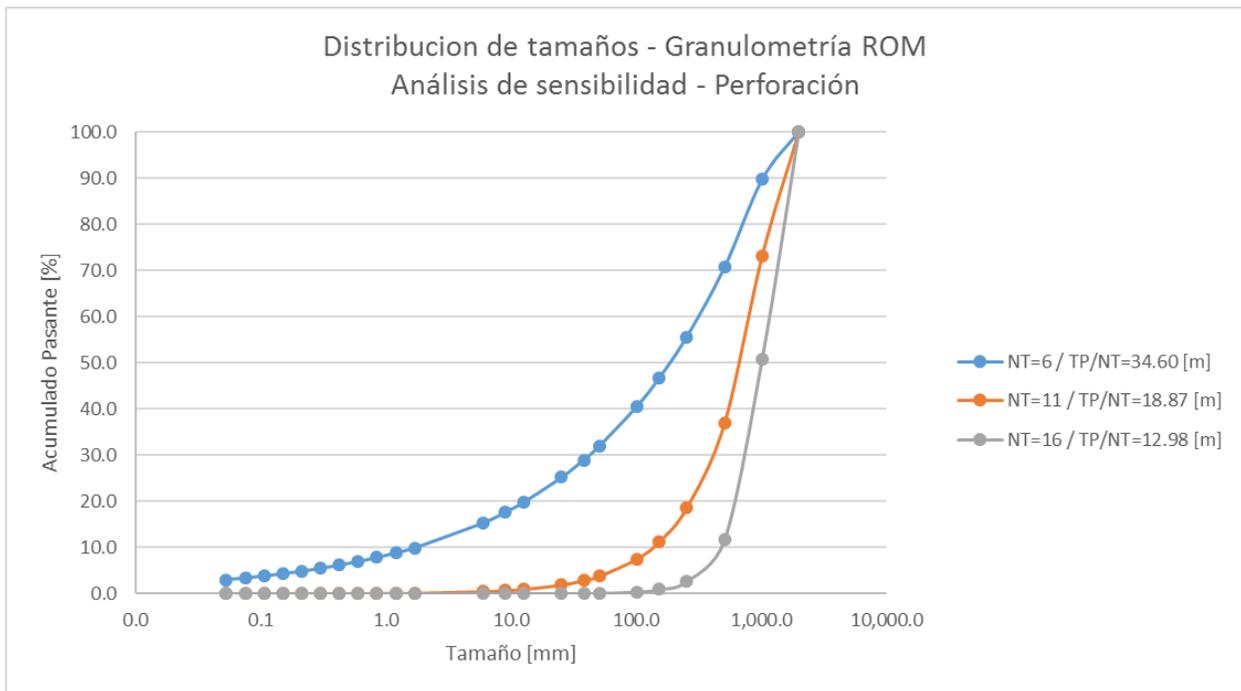


Ilustración 26: Resumen comparativo del análisis de sensibilidad con respecto a la perforación.

A partir de lo anterior, es posible observar una concordancia con los resultados esperados, en donde a una mayor densidad de perforación, interpretada por una menor razón entre el total perforado y el número de tiros, se puede observar una granulometría más fina, como se muestra en la imagen 22. Por el contrario, al utilizar una menor cantidad de tiros, es posible notar un aumento en el porcentaje de mineral grueso, como se aprecia en la imagen 20.

Si bien, los análisis de sensibilidad planteados anteriormente concuerdan con la teoría esperada, cabe destacar que el planteamiento de un escenario aleatorio de estudio, a partir del modelo utilizado, resulta bastante difícil, debido que al escapar de los pocos valores que posee la base de datos corregida, el modelo tiende a la falla, entregando resultados inconsistentes, como P80 mayor al P100.

Es por este motivo, que para continuar con el análisis que motiva la presente Memoria de Título, se proponen tres casos de estudio, los cuales se respaldan por parámetros operacionales e intrínsecos de la roca, que permiten generar tres granulometrías: gruesa, intermedia y fina. Esto, con la finalidad de poder apreciar, más adelante, el efecto económico de la variación en la operación.

#### 4.2.5. Casos de estudio

A continuación, se presentan los tres casos de estudio para evaluaciones posteriores, los cuales permiten situarse en distintos escenarios de análisis, a partir de diferentes granulometrías.

En la siguiente tabla, se aprecian las consideraciones incluidas en estos casos, en donde cabe destacar que, para evitar un sesgo por el tipo de roca, el cual se considerará en etapas posteriores, se tomará en cuenta un mismo tipo de roca de la mina, representado por iguales UCS y BTS para los tres casos planteados.

*Tabla 15: Casos de estudio para escenarios de granulometría.*

<b>Variable</b>	<b>Caso 1</b>	<b>Caso 2</b>	<b>Caso 3</b>
BTS, MPa	15.03	15.03	15.03
UCS, MPa	192.97	192.97	192.97
Burden, m	1.60	2.00	2.40
Espaciamiento, m	2.00	2.50	3.00
B/S	0.80	0.80	0.80
Total Perf, m	192.64	157.78	125.28
N° Tiros	13.00	11.00	9.00
TP/NT, m	14.82	14.34	13.92
Carga de Explosivo, kg	1453.00	1190.00	800.00

A partir de esta tabla resumen, se procede a detallar los resultados de estos casos, representada a continuación por un perfil estándar de operación y la granulometría resultante de los distintos parámetros de operación.

##### 4.2.5.1. *Caso 1: Granulometría fina*

En el primer caso de estudio para observar el efecto de la perforación en la granulometría ROM, se considera un diagrama de disparos con una estructura bastante ajustada, para un volumen aleatorio de tronadura. A continuación, se muestra la estructura de los tiros, obteniendo finalmente 13 barrenos, con un largo promedio de 14.82 [m].

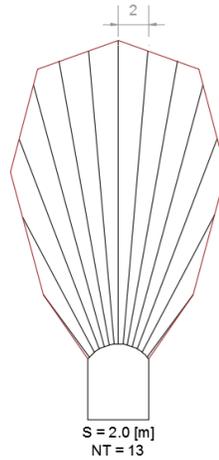


Ilustración 27: Diagrama de perforación para el caso de granulometría fina.

Además, se observa la granulometría resultante del caso inicial de estudio, en la cual, es posible observar una distribución con tamaños preferentemente finos.

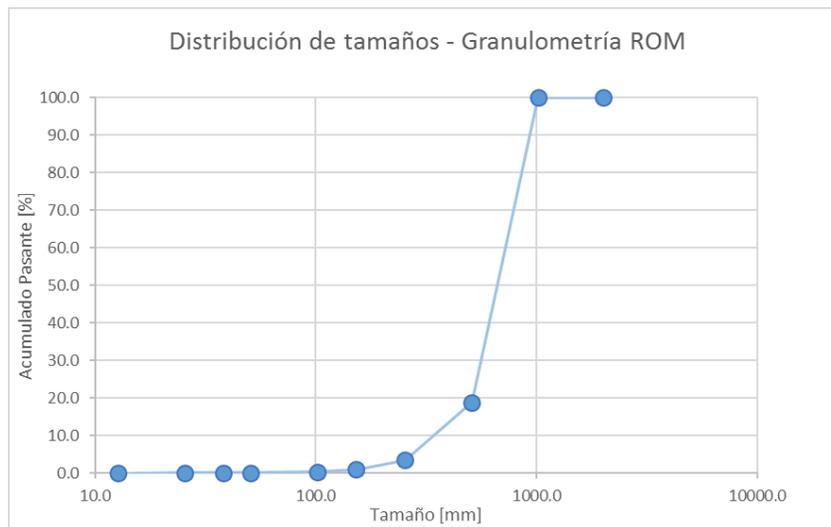


Ilustración 28: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso fino.

#### 4.2.5.2. Caso 2: Granulometría base

En el segundo caso de estudio para observar el efecto de la perforación en la granulometría ROM, se considera un diagrama de disparos con una estructura con mayor holgura, para un volumen aleatorio de tronadura. A continuación, se muestra la estructura de los tiros, obteniendo finalmente 11 barrenos, con un largo promedio de 14.34 [m].

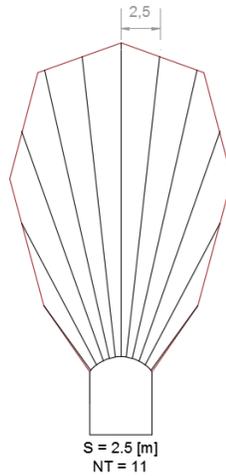


Ilustración 29: Diagrama de perforación para el caso de granulometría intermedia (base).

Además, para el caso de estudio actual, se observa a continuación la granulometría resultante, en la cual, es posible observar una distribución con tamaños preferentemente finos, sin embargo, existe un aumento en la porción de material grueso.

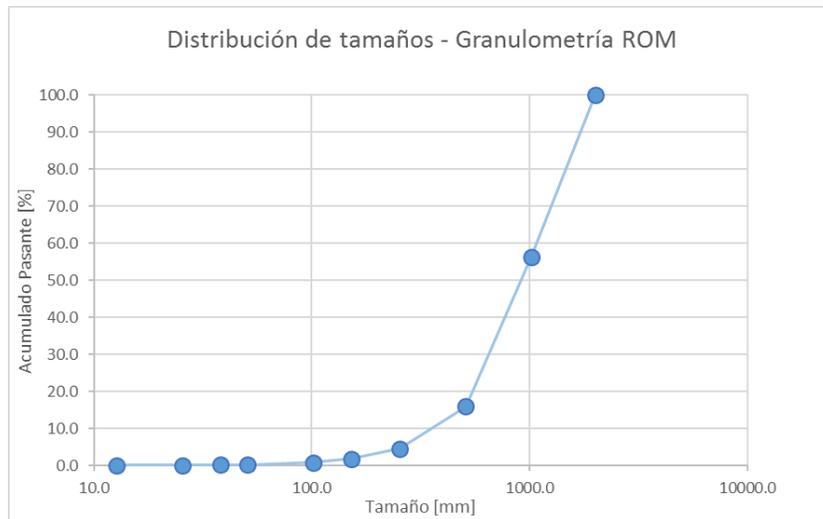


Ilustración 30: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso base.

#### 4.2.5.3. Caso 3: Granulometría gruesa

En el tercer caso de estudio para observar el efecto de la perforación en la granulometría ROM, se considera un diagrama de disparos con una estructura con mayor holgura, para un volumen aleatorio de tronadura. A continuación, se muestra la estructura de los tiros, obteniendo finalmente 8 barrenos, con un largo promedio de 13.92 [m].

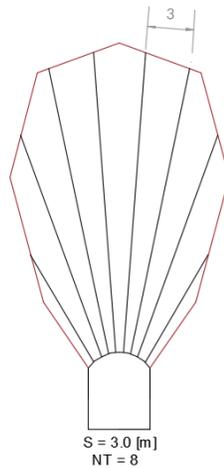


Ilustración 31: Diagrama de perforación para el caso de granulometría gruesa.

Además, para este último caso de estudio, se observa a continuación la granulometría resultante, en la cual, es posible observar una distribución con tamaños que, a diferencia de los dos casos anteriores, presenta una mayor cantidad de partículas gruesas.

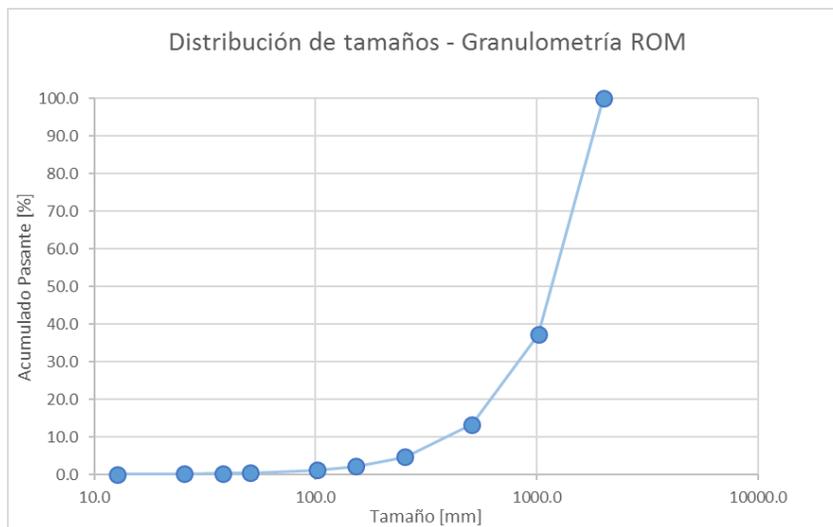


Ilustración 32: Distribución de tamaños de granulometría ROM. Caso grueso.

De esta manera, es posible observar un comportamiento intuitivo con respecto a la operación, el cual corresponde a que, al operar en un mismo material, si se expande la malla de perforación (mayor Burden y Espaciamiento), es esperable obtener una granulometría preferentemente gruesa, debido a la mayor separación existente entre las zonas cargadas con explosivos. Contrariamente, para el caso de una malla menos abierta, se puede observar la obtención de granulometrías que tienen una mayor concentración de tamaños finos, donde es posible notar un P80 menor a 1 [m].

De esta manera, se determina que el modelo creado responde con un criterio realista a los resultados esperados de la granulometría, obteniendo distribuciones dependientes de parámetros que son fundamentales al momento de diseñar las operaciones de perforación y tronadura, como lo son Burden, Espaciamiento, total perforado, número de tiros, carga de explosivo y la caracterización de la roca.

A continuación, se muestra un gráfico que resume la comparación entre los tres casos de estudio, a fin de observar las diferencias en las distribuciones granulométricas.

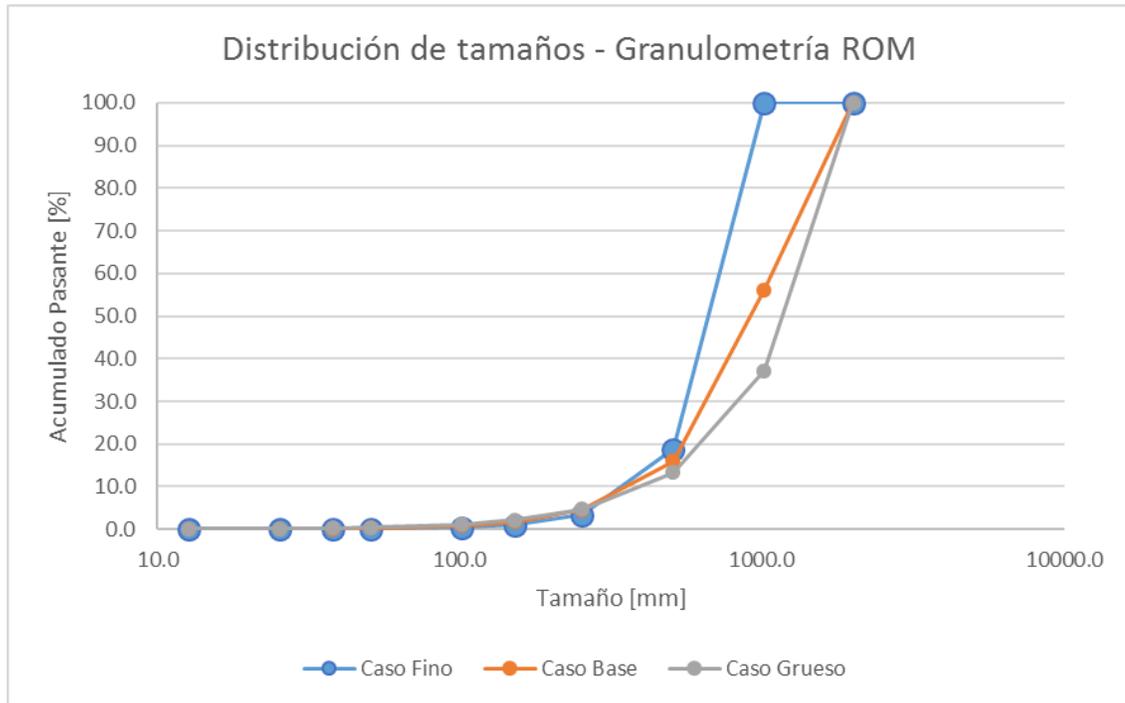


Ilustración 33: Resumen comparativo de distribuciones granulométricas de los casos de estudio

En el gráfico anterior, es posible observar que la principal diferencia se observa en la zona de gruesos de la distribución, siendo consideradas además como las partículas que más pueden afectar las etapas posteriores de carguío y transporte, junto con la conminución.

Es por esto, que a continuación se evaluará el efecto que presentan estos distintos escenarios en la etapa de carguío y transporte.

### 4.3. Efecto de la granulometría en el carguío y transporte

Una vez planteados los tres casos de estudio a considerar para los análisis posteriores, se procede a evaluar el efecto que tienen estos distintos escenarios de granulometrías en los procesos aguas abajo, en particular, se considera únicamente las etapas de carguío y transporte desde el punto de vista de la operación mina.

Dado que los equipos asociados al carguío y transporte trabajan con movimiento de volúmenes de roca, el principal parámetro que salta a la vista es la densidad aparente que, al situarse en los distintos casos de estudio, implicaría diferentes valores y, por lo tanto, variación en el tonelaje cargado por cada viaje.

### 4.3.1. Relación entre la porosidad y la granulometría

Según los estudios de diversos autores, es posible desprender relaciones entre la porosidad y variadas características de los materiales, dentro de las que destacan el contenido de agua, capilaridad, fuerzas de van de Waals, entre otros. Sin embargo, para los efectos de la presente Memoria de Título, el parámetro a considerar corresponde a la densidad aparente.

Esta propiedad del mineral, guarda directa relación con la porosidad que adquiere éste al distribuirse en un sistema particulado.

Dentro de la bibliografía, es posible encontrar una relación entre un tamaño característico de partículas y la porosidad generada para dicho tamaño. Si bien, durante años se ha considerado esta importante relación, el mayor efecto de esto, es observado a nivel de partículas finas (Yu et al., 2003), sin embargo, permite una correcta estimación de la densidad aparente para diferentes distribuciones granulométricas a tratar.

A partir de trabajos previos realizados por el mismo Yu, en conjunto con otros autores (Yu et al., 1997), se propone la siguiente relación entre la porosidad y el tamaño de partículas, la cual identifica una mayor variación de este parámetro, a medida que se trabaja con diámetros más finos, considerando sistemas de mono-tamaños, debido a factores de empaquetamiento entre partículas. A continuación, se muestra la ecuación presentada:

*Ecuación 8: Relación entre el tamaño de partículas y la porosidad (Yu et. al., 1997).*

$$\varepsilon^{Yu} = 0.394 + 0.606 e^{-0.468d^{0.468}}$$

Sin embargo, el autor en sus trabajos, lo que suele definir como “porosidad”, realmente hace referencia al espacio ocupado por el material y no precisamente a la razón compuesta por aire.

De esta manera, al momento de trabajar una porosidad, se requiere hacer una pequeña corrección:

*Ecuación 9: Corrección de la porosidad de Yu.*

$$\varepsilon^{Corregida} = 1 - \varepsilon^{Yu}$$

Con este pequeño arreglo numérico y de concepto, es posible determinar para una sección mono-tamaño de una curva de distribución granulométrica, la densidad aparente de ésta, por medio de la siguiente relación:

*Ecuación 10: Cálculo de la densidad aparente a partir de la porosidad corregida de Yu.*

$$\rho^{Ap} = \rho^{Real} * \varepsilon^{Yu}$$

De esta manera, es posible relacionar para cada sección de la distribución, una densidad aparente, que posteriormente es ponderada por la fracción de tamaño retenida correspondiente a cada tamaño.

Finalmente, ponderando todos los valores, es posible obtener el valor de la densidad aparente que posee el mineral resultante de una operación de tronadura, aspecto que genera mayor importancia para el presente trabajo.

#### 4.3.2. Cálculo de la densidad aparente en los distintos escenarios

De esta manera, en base a la teoría propuesta por Yu, se determinan los diversos valores que adquiere la densidad aparente para las tres granulometrías propuestas, correspondientes a escenarios de mineral fino, intermedio y grueso.

En base a lo anterior, se presenta a continuación el cálculo de las densidades aparentes de los tres casos de estudio planteados, los cuales siguen la metodología propuesta en la revisión bibliográfica para la obtención de la densidad aparente para las distintas granulometrías de trabajo.

Tabla 16: Cálculo de la densidad aparente. Caso fino.

<b>x, mm</b>	<b>Fu, %</b>	<b>fi, %</b>	<b>d, mm</b>	<b>ε, %</b>	<b>Porosidad, %</b>	<b>ρ<sub>ap</sub>, t/m<sup>3</sup></b>	
2,000.00	100.00	0.00	2,828.43	0.71	0.29	1.87	2.20
1,016.00	100.00	0.00	1,425.48	0.77	0.23	2.04	
508.00	18.86	81.14	718.42	0.82	0.18	2.18	
254.00	3.44	15.42	359.21	0.87	0.13	2.29	
152.40	0.98	2.46	196.75	0.90	0.10	2.37	
101.60	0.36	0.62	124.43	0.92	0.08	2.42	
50.80	0.07	0.30	71.84	0.93	0.07	2.46	
38.10	0.03	0.03	43.99	0.95	0.05	2.50	
25.40	0.01	0.02	31.11	0.95	0.05	2.52	
12.70	0.00	0.01	17.96	0.96	0.04	2.55	
0.00	0.00	0.00	6.35	0.98	0.02	2.58	

Tabla 17: Cálculo de la densidad aparente. Caso base.

<b>x, mm</b>	<b>Fu, %</b>	<b>fi, %</b>	<b>d, mm</b>	<b>ε, %</b>	<b>Porosidad, %</b>	<b>ρ<sub>ap</sub>, t/m<sup>3</sup></b>	
2,000.00	100.00	0.00	2,828.43	0.71	0.29	1.87	2.14
1,016.00	56.17	43.83	1,425.48	0.77	0.23	2.04	
508.00	15.94	40.24	718.42	0.82	0.18	2.18	
254.00	4.52	11.42	359.21	0.87	0.13	2.29	
152.40	1.79	2.73	196.75	0.90	0.10	2.37	
101.60	0.86	0.93	124.43	0.92	0.08	2.42	
50.80	0.24	0.61	71.84	0.93	0.07	2.46	
38.10	0.14	0.10	43.99	0.95	0.05	2.50	
25.40	0.07	0.07	31.11	0.95	0.05	2.52	
12.70	0.02	0.05	17.96	0.96	0.04	2.55	
0.00	0.00	0.02	6.35	0.98	0.02	2.58	

Tabla 18: Cálculo de la densidad aparente. Caso grueso.

x, mm	Fu, %	fi, %	d, mm	ε, %	Porosidad, %	ρ <sub>ap</sub> , t/m <sup>3</sup>	
2,000.00	100.00	0.00	2,828.43	0.71	0.29	1.87	2.11
1,016.00	37.17	62.83	1,425.48	0.77	0.23	2.04	
508.00	13.28	23.89	718.42	0.82	0.18	2.18	
254.00	4.75	8.54	359.21	0.87	0.13	2.29	
152.40	2.22	2.52	196.75	0.90	0.10	2.37	
101.60	1.22	1.01	124.43	0.92	0.08	2.42	
50.80	0.43	0.78	71.84	0.93	0.07	2.46	
38.10	0.28	0.15	43.99	0.95	0.05	2.50	
25.40	0.16	0.13	31.11	0.95	0.05	2.52	
12.70	0.06	0.10	17.96	0.96	0.04	2.55	
0.00	0.00	0.06	6.35	0.98	0.02	2.58	

Para los tres casos de estudio, se tomó en consideración un mono-tamaño, correspondiente a la ponderación del tamaño de la malla por la raíz de dos. Esta relación, se expresa en la siguiente ecuación:

Ecuación 11: Estimación de mono-tamaños (d) a partir de la abertura de la malla (x).

$$d = x\sqrt{2}$$

De esta manera, es posible observar un resultado acorde a lo esperado, en donde a una granulometría más gruesa, se obtiene una menor densidad aparente. Mientras, por el contrario, al trabajar con una distribución de tamaños más fina, se tiene una mayor densidad aparente, debido al relleno de poros con material fino.

Lo anterior, guarda relación también con lo propuesto en la bibliografía (Yu et al. 2003), en que las mayores variaciones de porosidad se presentan al apreciar una mayor cantidad de finos en la distribución granulométrica.

En base a estos resultados, se presenta a continuación el efecto que tienen estos tres escenarios en las etapas de carguío y transporte, tomando como base una producción diaria requerida de 2,400 tpd y equipos estándar para todos los casos. Estos equipos corresponden a los siguientes:

Tabla 19: Equipos considerados para las operaciones de carguío y transporte.

Carguío	LHD de 4 yd <sup>3</sup>
Transporte	Camiones de 30 toneladas

En base a esto, se realizan los cálculos correspondientes al rendimiento y costo operacional para el movimiento de la producción requerida en los distintos casos. De esta manera, se tiene lo siguiente:

Tabla 20: Cálculo de rendimiento y costo operacional del carguío.

<b>Carguío</b>			
<b>Parámetro</b>	<b>Fino</b>	<b>Base</b>	<b>Grueso</b>
Densidad Aparente, t/m <sup>3</sup>	2.20	2.14	2.11
Capacidad Nominal, t	6.06	5.89	5.81
Velocidad Vacío, km/h	7.5	7.5	7.5
Velocidad Cargado, km/h	5.8	5.8	5.8
Tiempo de Carga, min	0.50	0.50	0.50
Tiempo de Descarga, min	0.33	0.33	0.33
Tiempo de Maniobra, min	0.50	0.50	0.50
Distancia Media, m	80	80	80
Factores Operacionales, %	80%	80%	80%
Ritmo de Producción, t/d	2,400	2,400	2,400
Disponibilidad Mecánica, %	85%	85%	85%
Tiempo de Ciclo, Carguío, min	2.80	2.80	2.80
N° de Ciclos, h <sup>-1</sup>	21.42	21.42	21.42
Rendimiento, t/d	2,493.90	2,423.41	2,391.07

Tabla 21: Cálculo del rendimiento y costo operacional del transporte.

<b>Transporte</b>			
<b>Parámetro</b>	<b>Fino</b>	<b>Base</b>	<b>Grueso</b>
Densidad Aparente, t/m <sup>3</sup>	2.20	2.14	2.11
Capacidad Nominal, t	30	30	30
Capacidad Volumétrica, m <sup>3</sup>	18.75	18.75	18.75
Capacidad Nominal Corregida, t	41.26	40.09	39.56
Velocidad Vacío, km/h	12	12	12
Velocidad Cargado, km/h	8.5	8.5	8.5
Tiempo de Carga, min	19.61	19.61	19.61
Tiempo de Descarga, min	0.50	0.50	0.50
Tiempo de Maniobra, min	1	1	1
Distancia Interior Mina, m	1,000	1,000	1,000
Distancia Mina Planta, m	5,000	5,000	5,000
Tiempo de Ciclo, min	33.17	32.67	32.67
N° de Ciclos, h <sup>-1</sup>	1.81	1.84	1.84
Factores Operacionales, %	85%	85%	85%
Disponibilidad Mecánica, %	90%	90%	90%
Rendimiento, t/d	1,370.50	1,352.14	1,334.10

De esta forma, es posible apreciar que, para los casos de material con una granulometría que tiene a los finos, se obtiene un mayor rendimiento diario para ambas operaciones, condiciendo con lo esperado, producto de una mayor densidad aparente resultante.

Un comportamiento similar se puede apreciar en el caso de material con distribución de tamaños más gruesa, donde se observa un menor rendimiento de los equipos, producto de la disminución en la densidad aparente, asociado a la disminuida cantidad de finos en el sistema.

#### 4.4. Simulaciones de escenarios en planta

Una vez definidos los escenarios de granulometría ROM y los efectos de estos en las operaciones aguas abajo, se procede a la evaluación desde el punto de vista de la planta, en la cual, se considerarán los casos establecidos en la sección 4.2.5 del presente trabajo.

Además, para generar una mayor aleatoriedad en el estudio y debido a que no se cuenta con la información real de la faena estudiada, se considerarán tres distintos materiales, caracterizados por distintas durezas que, dicho sea de paso, implicarán distintos índices de moliendabilidad, reflejado en diferentes valores del *work index*. Estos nuevos casos de estudio, se muestran a continuación:

Tabla 22: Consideraciones de Work Index para los distintos tipos de mineral (blando, base y duro).

Caso	Work Index, kWh/t
Blando	9.0
Base	12.0
Duro	15.0

Para los trabajos posteriores, se considerará que el *Work Index* de chancado, será el mismo para las consideraciones de la molienda. De esta manera, con estos nuevos escenarios de estudio, se genera una combinación para las distintas granulometrías resultantes de la tronadura, por lo cual, se trabajará con 9 escenarios en las futuras simulaciones de la planta. Estos casos, se muestran a continuación, en la siguiente tabla:

Tabla 23: Combinación de escenarios de granulometría y tipo de mineral.

Escenarios de simulación en planta				
Caso	Granulometría ROM	F80 – ROM, mm	Calidad de roca	Work Index, kWh/t
Fino – Blando	Fina	750.0	Blanda	9.0
Fino – Base	Fina	750.0	Intermedia	12.0
Fino – Duro	Fina	750.0	Dura	15.0
Base – Blando	Intermedia	1,178.0	Blanda	9.0
Base	Intermedia	1,178.0	Intermedia	12.0
Base – Duro	Intermedia	1,178.0	Dura	15.0
Grueso – Blando	Gruesa	1,447.0	Blanda	9.0
Grueso- Base	Gruesa	1,447.0	Intermedia	12.0
Grueso- Duro	Gruesa	1,447.0	Dura	15.0

Definidos estos nueve escenarios, se procede a la construcción de un simulador de la planta propuesta en el trabajo, con la configuración comúnmente implementada en la mediana minería en Chile teniendo en consideración la restricción de un P80 objetivo de la operación de conminución de 150 [µm]. Esta distribución, consiste de:

- Tres etapas de chancado:
  - o Primario de mandíbulas.
  - o Secundario en circuito abierto.
  - o Terciario en circuito cerrado inverso.
- Molienda Unitaria.

A continuación, se presenta la estructuración que llevará el simulador, basándose en la propuesta para el Caso *Base*.

#### 4.4.1. Estructura del simulador de planta: Caso Base

El caso base de simulación corresponde a una planta de chancado en tres etapas más molienda unitaria, configuración típica encontrada en las plantas concentradoras de la mediana minería (Ilustración 30). Este caso base fue construido en el software de procesamiento de minerales en estado estacionario JKSimMet, el cual requiere de la siguiente información para operar:

- a) Flowsheet e información de diseño de los equipos: Siguiendo con la configuración más común asociada a las plantas de mediana minería, se estructura el proceso de conminución con las etapas mencionadas anteriormente, obteniendo una distribución como la que se muestra en la siguiente imagen. En ella, se pueden observar las etapas de chancado, molienda y clasificación.

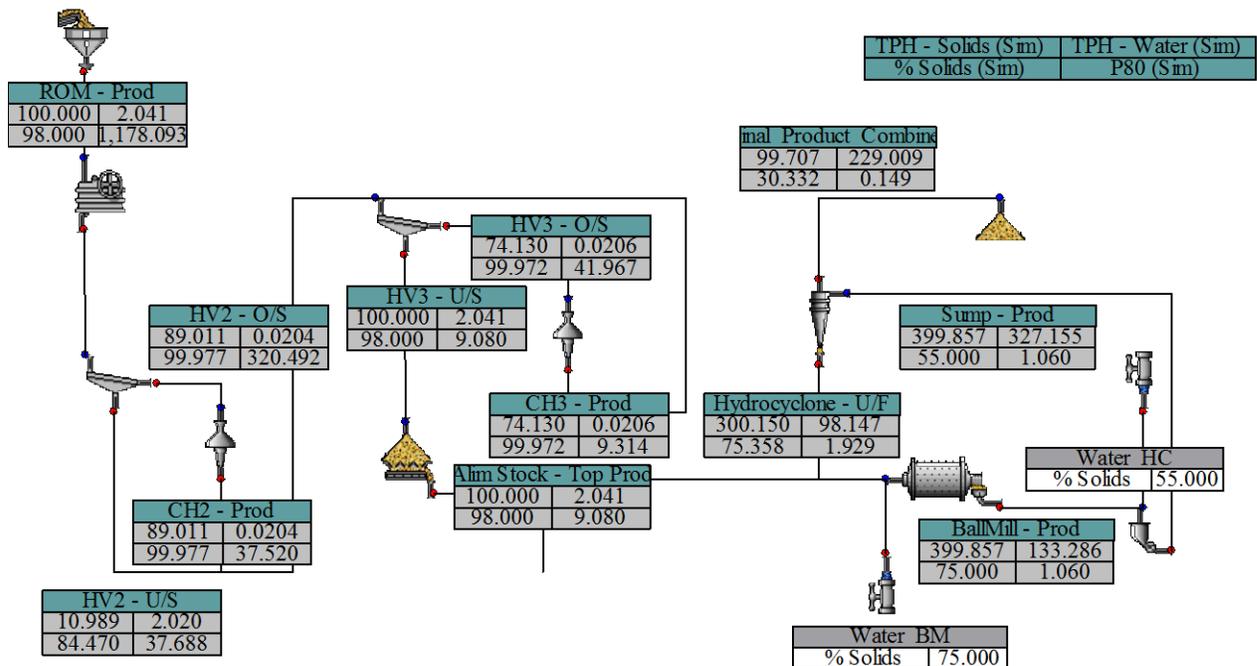


Ilustración 34: Flowsheet de la operación.

- b) Distribución de tamaños del ROM: La distribución de tamaños es un parámetro de entrada proporcionado por las simulaciones del modelo de tronadura, dependiente del escenario a evaluar: base, fino o grueso.
- c) Parámetros característicos del mineral: Para las operaciones de chancado y molienda, en conjunto con la caracterización, se definen los parámetros del mineral que son considerados en los modelos de conminución. Entre ellos se encuentran parámetros de energía, función ruptura y tasa de ruptura, indicados en las siguientes tablas.

Tabla 24: Energía versus tamaño para estimar el consumo de energía en el chancado.

<b>T10</b>	<b>14,5 mm</b>	<b>20.63 mm</b>	<b>28.89 mm</b>
10	0.35	0.30	0.25
20	0.80	0.70	0.25
30	1.20	1.00	0.80

Tabla 25: Función ruptura.

<b>T10</b>	<b>T75</b>	<b>T50</b>	<b>T25</b>	<b>T4</b>	<b>T2</b>
10	2.8	5.5	22.2	22.2	51.4
20	5.6	10.7	43.4	43.4	80.8
30	8.9	16.4	60.7	60.7	93.0

Tabla 26: Tasa de ruptura en molienda de bolas.

<b>Tamaño</b>	<b>Ln R/D</b>
0.20	1.280
2.00	3.694
20.0	3.000

- d) Variables y parámetros de operación: Para el caso de los equipos, se tienen consideraciones típicas asociadas a los equipos principales de las tres operaciones consideradas en la simulación: tres etapas de chancado, molienda unitaria y clasificación por harneros e hidrociclones. En las siguientes tablas se indica el detalle de estas consideraciones, considerando los modelos adjuntos en la sección de **ANEXOS-III**:

Tabla 27: Variables y parámetros operacionales para modelos de chancado.

<b>Chancador</b>	<b>Primario</b>	<b>Secundario</b>	<b>Terciario</b>
<b>Tipo</b>	Mandíbula	Cono Estándar	Cono Cabeza Corta
<b>Modelo</b>	Whiten	Whiten	Whiten
<b>CSS, mm</b>	254	38	10
<b>T10</b>	5	15	25
<b>K1</b>	203.2	30.4	8.0
<b>K2</b>	635.0	95.0	25.0
<b>K3</b>	584.2	87.4	23.0

Tabla 28: Variables y parámetros operacionales de la molienda.

<b>Diámetro, m</b>	3.96
<b>Largo, m</b>	3.73
<b>Ángulo cono, °</b>	10
<b>Velocidad Crítica, %</b>	75
<b>Nivel de llenado, %</b>	35
<b>Tamaño bolas, mm</b>	50

Tabla 29: Variables y parámetros operacionales para modelos de clasificación.

<b>Clasificador</b>	Harnero	Harnero	Hidrociclón
<b>Tipo</b>	Secundario	Terciario	-
<b>Modelo</b>	Curva eficiencia	Curva eficiencia	Curva eficiencia
<b>Alpha</b>	7.5	5.0	2.5
<b>Beta</b>	0	0	0
<b>Water Split to fine, %</b>	99	99	70
<b>D50c, mm</b>	55	14	0.168

Además, se incluyen los indicadores relevantes dentro de las distintas etapas del proceso de estudio de la planta, que comprenden principalmente:

- Tonelaje tratado.
- Tonelaje de agua utilizado.
- Concentración de sólidos en peso.
- Tamaño característico del producto en cada etapa.

De forma conjunta, se adhieren los parámetros de salida de cada etapa, siendo estos representados primordialmente por el consumo energético en ellas. Además, se incorporan los parámetros de entrada de los modelos utilizados en la simulación de las diferentes operaciones.

Finalmente, cabe destacar que, debido a las diferencias de tonelaje tratado existentes en las etapas del proceso, se considera la incorporación de un acopio ubicado al término del circuito de chancado terciario. Esto se debe principalmente a que, las utilidades y disponibilidades de las plantas de chancado son diseñadas de forma distinta (típicamente 80% en el chancado y 90% en la molienda), por lo que, a igualdad de producción, sus rendimientos deben diferir.

De esta manera se realizan las simulaciones de los 9 casos existentes, obteniendo los resultados de las siguientes tres tablas, separando los minerales base, blando y duro.

Tabla 30: Resultados de la simulación de escenarios del mineral de dureza intermedia (base).

<b>Caso: Dureza</b>	Base		
<b>Caso: Granulometría</b>	Base	Fina	Gruesa
F80 ROM, mm	1178	750	1447
BWI, kWh/t	12.0	12.0	12.0
TPH Chancado, t/h	130	155	109
TPH Molienda, t/h	100	101	100
Diferencia, t/h	30	54	9
Potencia Consumida Chancado, kW	598	586	578
Potencia Consumida Molienda, kW	970	970	970
Carga Circulante Chancado, %	74%	99%	74%
Carga Circulante Molienda, %	301%	305%	303%
P80 Chancado, mm	9.08	9.04	9.09
P80 Molienda, mm	0.150	0.150	0.150
CEE Chancado, kWh/t	4.60	3.78	5.30
CEE Molienda, kWh/t	9.70	9.63	9.67
CEE Global, kWh/t	14.30	13.41	14.97

Tabla 31: Resultados de la simulación de escenarios del mineral duro.

<b>Caso: Dureza</b>	Duro		
<b>Caso: Granulometría</b>	Base	Fina	Gruesa
F80 ROM, mm	1178	750	1447
BWI, kWh/t	15.0	15.0	15.0
TPH Chancado, t/h	130	155	109
TPH Molienda, t/h	84.5	83.7	83.9
Diferencia, t/h	46	71	25
Potencia Consumida Chancado, kW	598	586	578
Potencia Consumida Molienda, kW	970	970	970
Carga Circulante Chancado, %	74%	74%	74%
Carga Circulante Molienda, %	308%	302%	306%
P80 Chancado, mm	9.08	9.043	9.09
P80 Molienda, mm	0.150	0.150	0.150
CEE Chancado, kWh/t	4.60	3.78	5.30
CEE Molienda, kWh/t	11.48	11.59	11.56
CEE Global, kWh/t	16.08	15.37	16.86

Tabla 32: Resultados de la simulación de escenarios del mineral blando.

<b>Caso: Dureza</b>	<b>Blando</b>		
<b>Caso: Granulometría</b>	<b>Base</b>	<b>Fina</b>	<b>Gruesa</b>
F80 ROM, mm	1178	750	1447
BWI, kWh/t	9.0	9.0	9.0
TPH Chancado, t/h	130	155	109
TPH Molienda, t/h	126.1	127.1	127
Diferencia, t/h	4	28	-18
Potencia Consumida Chancado, kW	598	587	577.54
Potencia Consumida Molienda, kW	970	970	970
Carga Circulante Chancado, %	74%	99%	74%
Carga Circulante Molienda, %	301%	305%	306%
P80 Chancado, mm	9.08	9.043	9.09
P80 Molienda, mm	0.150	0.150	0.150
CEE Chancado, kWh/t	4.60	3.79	5.30
CEE Molienda, kWh/t	7.69	7.63	7.64
CEE Global, kWh/t	12.29	11.42	12.94

En base a lo expuesto en la tabla anterior, se puede observar lo siguiente:

- Para una misma granulometría de entrada a la planta, es posible observar un menor nivel de energía requerida para los procesos de conminución al tratarse de un mineral más blando. Esto se debe principalmente a la directa relación existente entre el consumo energético con las propiedades del mineral ( $W_i$ ), tal como se aprecia en la ecuación de Bond.
- Para una misma calidad de roca, el consumo energético tiende a un aumento al operar minerales con una fragmentación preferentemente gruesa, representada principalmente por un sobresalto en la energía utilizada en la etapa de chancado. Esto debido a que una vez que se trata el mineral por el chancado primario, al considerar un mismo setting para las simulaciones, el resto de las granulometrías entrantes a las etapas posteriores, está relativamente estandarizada por esta primera operación.

Finalmente, a modo de resumen, se muestra la siguiente tabla que reúne todos los parámetros de interés, a fin de generar una visión más comparativa entre los escenarios de estudio.

Tabla 33: Resumen comparativo de las simulaciones de los 9 escenarios.

<b>Caso: Dureza</b>	Base			Duro			Blando		
<b>Caso: Granulometría</b>	Base	Fino	Gruesa	Base	Fino	Gruesa	Base	Fino	Gruesa
F80 ROM, mm	1178	750	1447	1178	750	1447	1178	750	1447
BWI, kWh/t	12	12	12	15	15	15	9	9	9
TPH (Ch), t/h	130	155	109	130	155	109	130	155	109
TPH (Mo), t/h	100	101	100	84.5	83.7	83.9	126.1	127.1	127
Diferencia, t/h	30	54	9	46	71	25	4	28	-18
PC (Ch), kW	598	586	578	598	586	578	598	587	578
PC (Mo), kW	970	970	970	970	970	970	970	970	970
CC – Ch, %	74	99	74	74	74	74	74	99	74
CC – Mo, %	301	305	303	308	302	306	301	305	306
P80 – Ch, %	9.08	9.04	9.09	9.08	9.04	9.09	9.08	9.04	9.09
P80 – Mo, %	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
CEE (Ch), kWh/t	4.6	3.78	5.3	4.6	3.78	5.3	4.6	3.79	5.3
CEE (Mo), kWh/t	9.7	9.63	9.67	11.48	11.59	11.56	7.69	7.63	7.64
CEE (Global), kWh/t	14.3	13.41	14.97	16.08	15.37	16.86	12.29	11.42	12.94

En el caso del chancado, es posible observar que entre los casos de granulometría ROM gruesa existe un aumento en el consumo específico de energía de chancado del 17% con respecto al caso base, mientras que, en el caso del mineral fino, se obtiene una disminución del 19% en el mismo parámetro. Cabe destacar que estas etapas de chancado no se ven fuertemente afectadas por la diferencia de dureza en el mineral, obteniendo valores muy similares.

Contrariamente, para el caso de la molienda se observan variaciones más significativas al cambiar la dureza del mineral. Para casos duros y blandos, se tienen aumentos de casi el 18% y disminuciones del 21%, respectivamente, en el consumo específico de energía en la molienda. Esto se puede relacionar a que la granulometría de entrada al proceso, no difiere considerablemente entre un escenario y otro, por lo que los casos de granulometría ROM pierden relevancia frente el tipo de mineral.

De esta manera, definidos los aspectos de mina y planta que adquieren mayor relevancia en el presente estudio, se llevará a cabo una evaluación económica, bajo un escenario económico particular (precios de *commodities* e insumos) y a un caso particular de faena (estructura de costos fija).

#### 4.5. Evaluación económica – Caso de estudio

Una vez determinados los parámetros de salida a partir de las simulaciones, tanto de las operaciones a nivel mina como de la planta, se realizó un análisis económico de los escenarios de

trabajo, con la finalidad de evaluar la factibilidad de mejora al aplicar el concepto *Mine to Mill* en la mediana minería subterránea para una condición de mercado y faena en particular.

Si bien la faena se simplificará en mina y planta, sus estructuras de costos se estimarán de forma distinta.

#### **4.5.1. Consideraciones económicas de la mina**

En primer lugar, se considerará un costo mina fijo para el Caso *Base* e igual a 20 USD/t, sobre el cual, se desprenderá el valor asociado al resto de los procesos mina. Por lo mismo y bajo la estructura temporal de evaluación, se asumirá que los costos de administración, mantención, servicios y otros, se mantienen constantes para el resto de los escenarios de estudio.

Para la realización del análisis económico completo, se consideraron costos asociados a las operaciones mineras involucradas en el estudio. Como se mencionó anteriormente, estos parámetros son determinados y ajustados a partir de un pequeño análisis de mercado.

Dentro de estas consideraciones, se tiene el costo de insumos requeridos para la tronadura, los cuales se presentan en la siguiente tabla, a fin de escalar los costos operacionales a los diversos escenarios planteados a partir del modelo predictivo de granulometría ROM.

*Tabla 34: Consideraciones del costo de insumos de tronadura.*

Precio Explosivo (ANFO), USD/kg	1.50
Precio Booster, USD/un	5.00
Precio Cordón detonante, USD/m	0.25
Precio Detonador, USD/kg	3.00

En cuanto a la obtención de los costos asociados a la utilización de equipos en las distintas operaciones consideradas en el estudio, se tomaron en cuenta los siguientes costos, detallados en la tabla siguiente. Estos parámetros, vuelven a ser considerados a partir del análisis de mercado realizado, tomando también como referencia los explicitados en Cost Model 2011 (Cost Mine, 2011), con la debida actualización de estos, permitiendo dos visiones comparativas para un mejor escalamiento del estudio.

*Tabla 35: Consideraciones de costos operacionales de equipos mina.*

Costo Operacional Perforadora, USD/h	14.96
Costo Operacional Martillo perforador, USD/h	0.19
Costo Operacional Booster Perforador, USD/h	5.41
Costo Operacional Carguío, USD/h	56.14
Costo Transporte Interior Mina, USD/h	47.45
Costo Flete, USD/t/km	0.12

Finalmente, el último ítem considerado a partir del análisis de mercado, corresponde al costo global mina. En este aspecto, se considera un valor base y constante que, sumado a los otros costos

variables, complete el costo global considerado, de 20 USD/t. Para estimar esta componente fija, se utilizará como referencia el Caso *Base*, permitiendo la variación del costo total en el resto de los escenarios.

De esta manera, determinando los costos operacionales de caso a considerar, se tiene lo siguiente:

Tabla 36: Costos operacionales de la mina. Referencia del caso base.

Perforación, USD/t	0.09
Tronadura, USD/t	1.67
Carguío, USD/t	0.45
Flete Mina-Planta, USD/t	0.72
Total, USD/t	2.92

Este costo total, asociado a las operaciones involucradas en el estudio, es descontado del costo global considerado de 20 USD/t, por lo cual se obtiene el valor del parámetro constante dentro de esta estructura de costos:

Tabla 37: Consideración del costo (invariante) de "otros".

Costos de Administración, Mantención, Servicios y Otros, USD/t	17.08
--	-------

Dado que este parámetro, absorbe el resto de variables asociadas al costo operacional, que no se ven reflejadas directamente a partir de las operaciones unitarias consideradas en el presente estudio, este valor, se considerará constante para el resto de los casos, viendo así el efecto de los cambios operacionales, asociados a los procesos de perforación y tronadura, en los costos totales de los distintos escenarios.

#### 4.5.2. Consideraciones económicas de la planta

En el caso de la planta, se considerará una estructura de costos fija, determinada para una faena de mediana minería subterránea. El valor global se estimará a partir de los costos operacionales asociados al consumo de energía, entregados por las simulaciones, y por el valor del kWh, estimado a partir de un *benchmark*.

Dentro de las consideraciones del análisis económico, se tomó en cuenta una utilización de equipos de conminución con valores característicos de la operación. A continuación, se muestran estos supuestos:

Tabla 38: Consideraciones operacionales de los equipos de conminución.

Utilización Chancado, %	75
Utilización Molienda, %	92

Por otro lado, y tal como se explicaba al comienzo del capítulo, a diferencia del caso en la mina, a partir del análisis de mercado se obtiene una estructura de costos asociados a una planta en una faena de mediana minería subterránea. Dentro de esta estructura de costos es posible observar que la energía juega un rol fundamental dentro de los costos asociados a la operación, lo cual se muestra en el diagrama siguiente:

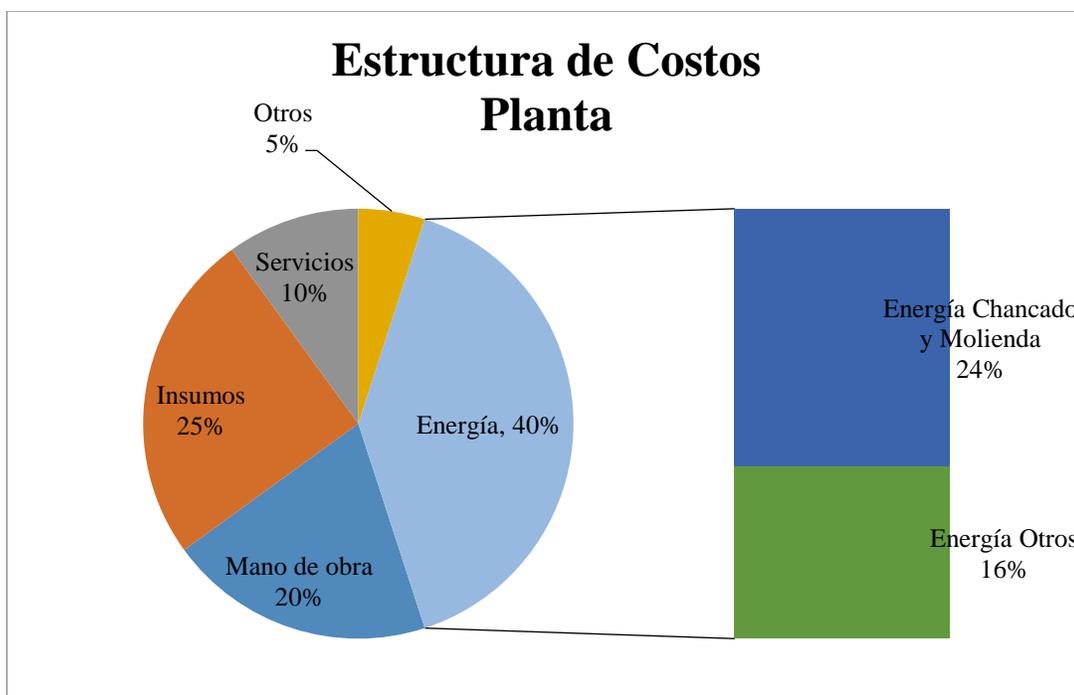


Ilustración 35: Estructura de costos en una planta de mediana minería. Referencia del caso de estudio.

A partir de esta estructura de costos, y tomando en cuenta los resultados obtenidos de las simulaciones realizadas para los distintos escenarios, es posible determinar el costo de operación de la planta a partir del consumo específico de energía en la faena. El valor para el precio de la energía, de acuerdo al estudio de mercado realizado a partir de proyectos asociados a mediana minería entre el año 2015 y 2016, se indica a continuación:

Tabla 39: Costo de la energía considerado para el caso de estudio.

Costo de la Energía, USD/kWh	0.15
------------------------------	------

De esta manera, restaría definir los parámetros asociados al contexto de mercado en el que se sitúa la evaluación.

#### 4.5.3. Consideraciones económicas de mercado

Para dar una contextualización actualizada y asociada a la mediana minería subterránea de cobre en Chile, se definen a continuación los parámetros económicos asociados al mercado actual.

Para el presente caso de estudio entonces, se tiene en consideración los siguientes aspectos económicos, actualizados a la fecha, además de los parámetros a tomar en cuenta para la determinación del cobre para venta. Estos valores se muestran en la siguiente tabla:

*Tabla 40: Consideraciones económicas de mercado.*

Precio del Cobre, USD/lb	2.56
TC/RC, USD/lb	0.30
Recuperación Cu, %	85
Cu Pagable, %	98
FOREX, CLP/USD	669.47

Con estas consideraciones, es posible obtener los parámetros económicos para la evaluación final de los casos de estudio. Los parámetros técnicos de cada escenario, determinados por las simulaciones de mina y planta, se indican en la siguiente tabla.

Tabla 41: Resumen de aspectos técnicos de la geología.

<b>1. GEOLOGÍA</b>	Base			Fino			Grueso		
<b>1.1. Parámetros del Mineral</b>	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando
Densidad, t/m <sup>3</sup>	2.64	2.64	2.64	2.64	2.64	2.64	2.64	2.64	2.64
Velocidad de perforación, m/s	32	30	35	32	30	35	32	30	35
Bond Work Index, kWh/t	12	15	9	12	15	9	12	15	9

Tabla 42: Resumen de los aspectos técnicos de la mina.

<b>2. MINA</b>	Base			Fino			Grueso		
<b>2.1. Perforación y Tronadura</b>	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando
Burden, m	2	2	2	1.6	1.6	1.6	2.4	2.4	2.4
Espaciamiento, m	2.5	2.5	2.5	2	2	2	3	3	3
Total perforado, m	158	158	158	193	193	193	126	126	126
Número de tiros	11	11	11	13	13	13	9	9	9
Área tronada, m <sup>2</sup>	217.2	217.2	217.2	217.2	217.2	217.2	217.2	217.2	217.2
Tipo de explosivo	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO
Cantidad de explosivo, kg	1190	1190	1190	1450	1450	1450	800	800	800
Número de Abanicos	2	2	2	3	3	3	2	2	2
<b>2.2. Producción</b>									
Material tornado, t	2294	2294	2294	2752	2752	2752	2752	2752	2752
Tiempo de perforación, h	9.9	10.5	9	18.1	19.3	16.5	7.9	8.4	7.2
D80 material tronado, mm	1234	1234	1234	919	919	919	1703	1703	1703
Densidad aparente material tronado, t/m <sup>3</sup>	2.14	2.14	2.14	2.2	2.2	2.2	2.11	2.11	2.11

Tabla 43: Resumen de los aspectos técnicos de la planta.

<b>3. PLANTA</b>	Base			Fino			Grueso		
<b>3.1. Conminución</b>	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando
Tonelaje nominal Chancado, t/h	130	130	130	155	155	155	109	109	109
Tonelaje nominal Molienda, t/h	100	85	126	101	84	127	100	84	127
Material chancado, t/d	2294	2294	2294	2491	2491	2491	1962	1962	1962
Procesamiento diario, t/d	2208	1866	2784	2230	1848	2806	2208	1853	2804
Capacidad de acopio - Stockpile ROM, t/h	0	0	0	0	0	0	426	426	426
Capacidad de acopio - Tolva mineral, t/h	86	428	-491	261	643	-315	-246	109	-842
<b>3.2. Potencia consumida</b>									
Chancado, kW	598	598	598	578	578	577.54	586	586	587
Molienda, kW	970	970	970	970	970	970	970	970	970
<b>3.3. Consumo específico de energía</b>									
Chancado, kWh/t	4.6	4.6	4.6	3.73	3.73	3.73	5.38	5.38	5.39
Molienda, kWh/t	9.7	11.48	7.69	9.6	11.59	7.63	9.7	11.56	7.64
Global, kWh/t	14.3	16.08	12.29	13.33	15.32	11.36	15.08	16.94	13.02
P80, $\mu\text{m}$	150	150	150	150	150	150	150	150	150

De los resultados anteriores, se puede destacar que los costos globales de la operación coinciden con lo esperado, obteniendo consumos globales de energía en la planta mayores para los minerales duros y, contrariamente, menor consumo para minerales blandos.

Por otro lado, al término de la tabla 43, se observa que para todos los escenarios de trabajo se condicionó un mismo tamaño en el producto, considerando que las etapas posteriores de concentración se mantienen invariantes, de modo que los requerimientos de tamaños de partículas, representado por el P80 de la planta, debieran ser iguales para todos los casos.

Posteriormente, tomando en cuenta las consideraciones mencionadas anteriormente y los aspectos técnicos que enmarcan el estudio, es posible realizar una evaluación económica con el objetivo de comparar los diferentes escenarios planteados.

Para esto, se evaluará el beneficio antes de impuesto de los diversos casos, comparándolos con el Caso *Base*. De esta forma, podrá observarse de manera más tangible el efecto de variar aspectos operacionales desde un caso intermedio y relativamente estándar en minería subterránea, a casos que implican mayor o menor costo.

A continuación, se presenta la evaluación económica, enmarcada para una faena en particular y en un contexto de mercado dado por las consideraciones anteriores. Los resultados del análisis, se pueden observar en la siguiente tabla:

Tabla 44: Evaluación económica enmarcada en el contexto de mercado y estructura de costos.

	Base			Fino			Grueso		
<b>Parámetros Económicos</b>	<b>Base</b>	<b>Duro</b>	<b>Blando</b>	<b>Base</b>	<b>Duro</b>	<b>Blando</b>	<b>Base</b>	<b>Duro</b>	<b>Blando</b>
Precio del Cobre, USD/lb	2.66	2.66	2.66	2.66	2.66	2.66	2.66	2.66	2.66
TC/RC, USD/lb	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30
<b>Plan Minero</b>									
Concentradora, t/mes	66,240	55,973	83,529	66,902	55,443	84,191	66,240	55,575	84,125
Ley de Cobre, %	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
Recuperación de Cobre, %	85	85	85	85	85	85	85	85	85
Producción (Cobre), t/mes	563	476	710	569	471	716	563	472	715
<b>Costos Unitarios</b>									
<b>Costo Mina</b>									
Perforación, USD/t	0.09	0.09	0.08	0.14	0.14	0.12	0.06	0.06	0.05
Tronadura, USD/t	1.67	1.67	1.67	2.54	2.54	2.54	0.95	0.95	0.95
Carguío, USD/t	0.45	0.45	0.45	0.43	0.43	0.43	0.45	0.45	0.45
Flete Mina-Planta (1+5 km) , USD/t	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72
Administración, Mantenimiento, Servicios y Otros, USD/t	17.08	17.08	17.08	17.08	17.08	17.08	17.08	17.08	17.08
Costo Mina, USD/t	20.00	20.01	19.99	20.90	20.91	20.89	19.26	19.26	19.25
<b>Costos de Procesamiento</b>									
Energía Conminución, USD/t	2.15	2.41	1.84	2.00	2.30	1.70	2.26	2.54	1.95
Costo Planta, USD/t	10.77	12.11	9.26	10.04	11.53	8.55	11.35	12.75	9.81
<b>Metal Pagable</b>									
Porcentaje de Cobre Pagable,%	98	98	98	98	98	98	98	98	98
Cobre Pagable, lb Cu/mes	1,216,452	1,027,902	1,533,947	1,228,617	1,018,171	1,546,111	1,216,452	1,020,604	1,544,895

Continúa en la siguiente página.

Tabla 45: Evaluación económica enmarcada en el contexto de mercado y estructura de costos (continuación).

	Base			Fino			Grueso		
Parámetros Económicos	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando	Base	Duro	Blando
<b>Costo Operacional (Base Mensual)</b>									
<b>Costo Mina</b>									
Costo Total Mina, MUSD/mes	1.32	1.12	1.67	1.40	1.16	1.76	1.28	1.07	1.62
Costo Mina Ajustado, USD/lb Cu	1.09	1.09	1.09	1.14	1.14	1.14	1.05	1.05	1.05
<b>Costo de Planta</b>									
Costo Conminución, MUSD/mes	0.71	0.68	0.77	0.67	0.64	0.72	0.75	0.71	0.82
Costo Planta Ajustado, USD/lb Cu	0.59	0.66	0.50	0.55	0.63	0.47	0.62	0.69	0.53
<b>Costo Global</b>									
Costo Total Efectivo Ajustado, MUSD/mes	2.04	1.80	2.44	2.07	1.80	2.48	2.03	1.78	2.44
Producción Total de Fino, lb	1,241,278	1,048,880	1,565,252	1,253,691	1,038,950	1,577,664	1,241,278	1,041,432	1,576,423
Cash Cost, USD/lb	1.64	1.71	1.56	1.65	1.73	1.57	1.63	1.71	1.55
<b>Ingresos</b>									
Cobre Pagable, lb	1,216,452	1,027,902	1,533,947	1,228,617	1,018,171	1,546,111	1,216,452	1,020,604	1,544,895
Ingreso por Cobre, MUSD/mes	2.87	2.42	3.61	2.89	2.40	3.64	2.87	2.40	3.64
<b>Beneficio</b>									
Ventas por Cobre, MUSD/mes	2.87	2.42	3.61	2.89	2.40	3.64	2.87	2.40	3.64
Cash Cost total, MUSD/mes	2.04	1.80	2.44	2.07	1.80	2.48	2.03	1.78	2.44
Beneficio Antes de Impuesto, MUSD/mes	0.83	0.62	1.17	0.82	0.60	1.16	0.84	0.63	1.20
Beneficio Diferencial c/r Base, MUSD/mes	-	-0.20	0.34	0.00	-0.23	0.34	0.01	-0.20	0.37
<b>Beneficio Diferencial c/r Base, KUSD/mes</b>	<b>-</b>	<b>-203.68</b>	<b>343.06</b>	<b>-3.42</b>	<b>-228.05</b>	<b>335.89</b>	<b>10.58</b>	<b>-202.57</b>	<b>367.51</b>

A partir de la tabla anterior, es posible notar que, a escala de miles de dólares mensuales, existe una variación para un mineral dado, presentando diferencias que alcanzan los 20,000 dólares al mes.

Asimismo, se observa que el beneficio diferencial depende del tipo de mineral:

- Para el caso de Mineral duro, es posible notar que existen pérdidas con respecto al Caso Base para los tres escenarios de granulometría. Sin embargo, para el caso grueso, se obtienen menores pérdidas, presentando una diferencia del 12% entre el caso más pesimista (fino) y el más optimista (grueso).
- En el caso de trabajar con un mineral más blando, se observa un comportamiento bastante más positivo que el caso anterior, donde se tienen ganancias para todos los escenarios de granulometría. Sin embargo, se mantiene la tendencia de mayores beneficios para distribuciones de tamaños tendientes a los gruesos.
- Finalmente, al observar el caso de un mineral de dureza intermedia, se tienen resultados similares a los anteriores, donde el mayor beneficio se genera al trabajar con una granulometría mayor.

De esta manera, queda claro que desde el punto de vista directamente económico no es factible una mejora con la aplicación del concepto *Mine to Mill*. Esto debido a la tendencia de mayor beneficio económico al operar con mayores tamaños de partículas.

Sin embargo, la noción que genera la metodología desarrollada, va de la mano con otro tipo de beneficios al utilizar distintos diseños de operación para conseguir diferentes granulometrías en la operación de tronadura. Estos resultados corresponden al rendimiento que puede presentar la planta al trabajar con distintos tamaños de entrada, resultado que no se ve reflejado en un importante cambio en el aspecto económico.

Tabla 46: Variación de rendimiento en los distintos escenarios de estudio.

Caso: Dureza	Base			Duro			Blando		
	Base	Fino	Gruesa	Base	Fino	Gruesa	Base	Fino	Gruesa
F80 ROM, mm	1178	750	1447	1178	750	1447	1178	750	1447
BWI, kWh/t	12.0	12.0	12.0	15.0	15.0	15.0	9.0	9.0	9.0
TPH Chancado, t/h	130	155	109	130	155	109	130	155	109
TPH Molienda, t/h	100	101	100	84.5	83.7	83.9	126.1	127.1	127
Diferencia, t/h	30	54	9	46	71	25	4	28	-18
Tonelaje, t/d	2400	2418	2407	2028	2009	2014	3026	3050	3048

Como se puede observar en la tabla anterior, para los distintos casos de estudio, existen diferentes capacidades de tratamiento, lo que podría interpretarse como:

1. El hecho de tener una capacidad de tratamiento mayor en la planta que la producción de la mina, implica que requiero un menor período de tiempo al día para tratar el mineral. Por lo tanto, esto permite una mayor holgura a nivel operacional, permitiendo un mayor control y manejo de mantenciones programadas. De esta manera, es posible evitar la falla de equipos que pudiesen paralizar la operación realizando mantenciones preventivas y asegurar los niveles de stock, a fin de aumentar la confiabilidad del sistema.

2. El tener una capacidad de tratamiento menor a la producción generada a partir de la mina, implica que dentro del proceso de la planta deberá generarse un apilamiento de material, debido al bajo rendimiento de ésta. Por lo tanto, esto permite otra estrategia de procesamiento que permite mantener y asegurar los niveles de tolva de mineral chancado para períodos de contingencia.

De esta manera, es posible observar que, a pesar de la ausencia de un importante beneficio económico, la aplicación del concepto *Mine to Mill* a la mediana minería subterránea genera un considerable aporte desde el punto de vista de la estrategia operacional.

Esta posibilidad de flexibilidad de la operación, permite aprovechar de mejor manera los recursos, habilitando periódicamente mantenciones para mejorar la confiabilidad del sistema o aumentando el stock de mineral chancado disponible para la molienda. Desde ambos aspectos, es posible aprovechar un mejoramiento operacional.

## 5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 5.1. Conclusiones

La incorporación del concepto *Mine to Mill* a la mediana minería subterránea, trae consigo la inclusión no solo de una visión global de los procesos mina-planta, sino que también, una profundización en los aspectos que implican la caracterización de la roca. Esto debido a que, en base a lo observado en los resultados del modelo ROM, los parámetros de la roca como el UCS y BTS, por nombrar algunos que ajustan en particular para el trabajo de esta faena, condicionan fuertemente los resultados obtenidos de las operaciones de perforación y tronadura.

Por lo tanto, al evaluar dicha noción planteada por McKee hace más de 20 años, no sólo deben considerarse los aspectos inherentes de la operación, como parámetros directamente relacionados con la perforación y tronadura, como es el caso del burden, espaciamiento, carga de explosivo, entre otros; si no que debe hacerse un *match* entre ambas consideraciones.

Para el caso de las simulaciones en planta, es posible observar que, teniendo en cuenta una planta instalada, la etapa que presenta una mayor sobrecarga en el consumo energético, corresponde al chancado primario, lo cual guarda relación con la consideración de un mismo *setting* en la salida del equipo, para los distintos escenarios de estudio, por lo cual la granulometría de entrada en las etapas posteriores, no presenta mayor diferencia entre un caso y otro.

Sin embargo, para el caso de la molienda, el consumo energético para un mismo mineral, prácticamente no presenta variaciones, esto debido a que, al haber pasado la etapa de chancado, como se mencionaba anteriormente, la granulometría entrante a la molienda, independiente del caso ROM, presenta una distribución más similar para los 9 escenarios. Es por esto que los escenarios presentan variaciones más significativas al cambiar la dureza del mineral.

De esta manera, observando los resultados finales de la planta, se obtienen valores mucho más variables entre los distintos casos, obtenido altas diferencias en el consumo energético, que posteriormente se traducen en el costo económico.

En cuanto al análisis económico realizado, escalado para un caso particular de faena subterránea en Chile, es posible observar que no existen mayores diferencias económicas entre los escenarios evaluados, sin embargo, la tendencia a un mejor beneficio económico al trabajar con granulometrías gruesas, está claro, descartando la factibilidad económica de la aplicación del concepto *Mine to Mill* para este caso en que el beneficio en el costo de la planta es casi idéntico al gasto adicional al costo mina.

Por otro lado, quedó reflejado, para el caso de estudio y mercado planteados, que el beneficio indirecto que genera esta aplicación, está asociado a la posibilidad de mayor flexibilidad operacional que permiten las diferencias de rendimiento. Es en este sentido donde se encuentra una ventaja de agregar valor a los procesos productivos de la mediana minería, por medio del concepto *Mine to Mill*.

Por medio de la aplicación de esta noción, se permite mejorar las estrategias operacionales de la planta, dando pie a mayores mantenciones de los equipos o incluso permitiendo mayor holgura de operación, aportando flexibilidad y confiabilidad a los procesos. Sin embargo, este aumento de rendimiento, en caso que quisiera implementarse a cabalidad aprovechando al máximo

los recursos en la planta, exigirían una sobrecarga operacional o rediseño de las operaciones mina, con la finalidad de alcanzar a cumplir las metas diarias de tonelaje.

Finalmente, el presente estudio, al tratarse de una metodología de aplicabilidad del concepto *Mine to Mill*, se enmarca en un caso de faena particular. Es por esto, que el beneficio de los resultados obtenidos queda enmarcado únicamente para un caso de estudio con el mismo escenario considerado (estructura de costos, operación y contexto de mercado), estando sujeto a variaciones en el caso que quisiera implementarse en la evaluación de alguna otra faena, donde los resultados no serían necesariamente los mismos a los obtenidos en la presente Memoria de Título.

## 5.2. Recomendaciones

Para concluir el trabajo realizado, se proponen algunas recomendaciones, tanto para el presente estudio, como para las futuras implementaciones que este pudiese tener en faenas de mediana minería subterránea.

En primer lugar, se debe procurar contar con una base de datos de tronaduras históricas lo suficientemente extensa, que permita adquirir información con la menor cantidad de datos inconsistentes dentro de ella, a fin de agilizar el proceso de obtención del modelo de granulometría ROM.

Si bien el presente trabajo se podría enmarcar en un estudio a nivel de pre-factibilidad para una faena con planta de conminución instalada, la metodología utilizada podría ser llevado a cabo para etapas previas de proyectos, incluyendo variaciones en los parámetros de los equipos de conminución, que implicarían distintos tamaños de equipos, configuraciones en el *setting* o la malla de salida, variaciones en los parámetros característicos de equipos como harneros e hidrociclones, entre otros; con la finalidad de poder aterrizar dicha metodología a un caso particular. En presente caso evaluado, no se tomó en consideración las variaciones asociadas al *setting* del chancador primario, debido a que se sitúa en un escenario correspondiente a una planta instalada, caso en el que operativamente resulta bastante complejo realizar cambios como el asociado al cambio de *setting*, por lo cual se asocia este tipo de variaciones a etapas de diseño de una planta, lo cuales no están considerados en los alcances del presente trabajo. De todas formas, no se descarta una evaluación que incorpore dicho aspecto, a fin de analizar el efecto de esta variación, previo a un eventual cambio de *setting*.

Asimismo, en caso que la presente metodología quisiera ser llevada a evaluación en una faena, son necesarios ciertos requerimientos para el avance de ésta. No es estrictamente necesario que la base de datos presente completa igualdad con la mostrada en este trabajo, sin embargo, se requiere que al menos posea información relevante de la caracterización de la roca, como lo es el UCS, BTS, RQD, RMR o composición de la roca, por mencionar algunos; además, debe poseer los parámetros operacionales de los procesos de perforación y tronadura, representados principalmente por burden, espaciamiento, diámetro de perforación, largos de perforación, carga de explosivo, tonelaje tronado, entre otros. Por otro lado, debe también tenerse conocimiento de los parámetros granulométricos obtenidos a partir de los procesos de tronadura, a fin de guiar la presente metodología a un resultado concreto.

A su vez, se debe contar con información de la planta, que permita escalar la presente metodología al caso particular de estudio. Para esto, en el caso similar de la tronadura, se requiere contar con cierta información requerida para escalar este proceso a un caso en particular. Entre estos parámetros, destaca el tamaño de partículas de entrada a los procesos de flotación,

representado por el P80 de las simulaciones, la existencia de *stockpiles* en la faena o la posibilidad de estos, circuitos de operación en cada etapa de chancado y molienda, y en lo posible, contar con información detallada de los equipos instalados, a fin de poder aterrizar los modelos de conminución utilizados en la estructuración del simulador, a los requerimientos de la faena evaluada.

Por otro lado, se podría considerar para iteraciones futuras del presente trabajo, variaciones en la estructura de costos aun tratándose de un caso de faena particular. Esto, debido a las alteraciones económicas que implican un cambio en el tonelaje, como la variación en el consumo de insumos, producto de las diferencias generadas en las producciones asociadas a distintas granulometrías de trabajo.

Finalmente, se propone una profundización del presente trabajo, debido a que se está probando una metodología que, a pesar de abarcar dos grandes aspectos del proceso minero global, sigue estando incompleta, por lo que para una evaluación más acabada, se debieran considerar operaciones aguas abajo (y probablemente también aguas arriba) de los procesos considerados en el presente trabajo, a fin de no sesgar la evaluación económica final por supuestos que podrían no representar eficientemente un escenario real de operación.

## 6. BIBLIOGRAFÍA

- [1] McKEE, D., CHITOMBO, P., MORREL, S. The Relationship Between Fragmentation in Mining and Conminution Circuit Throughput. (1995)
- [2] KANCHIBOTLA, S. Optimum Blasting? Is it Minimum Cost Per Broken or Maximum Value Per Broken Rock. (2003)
- [3] MICHAUX, S., DJORDJEVIC, N. Influence of Explosive Energy on the Strength of the Rock Fragments and SAG Mill Throughput. (2005)
- [4] KANCHIBOTLA, S., VALERY, W., MORREL, S. Modelling Fines in Blast Fragmentation and its Impact on Crushing and Grinding. (1999)
- [5] MARDONES, F., SCHERPENISSE, C. ONEDERRA, I. Blast Fragmentation Modelling of the Codelco-Andina Open Pit Expansion. (2009)
- [6] RENNER, D., LA ROSA, D., DeKLERK, W. VALERY, W., SAMPSON, P., BONNEY NOI, S., JANKOVIC, A. AngloGold Ashanti Iguapriem Mining and Milling Process Integration and Optimisation. ( )
- [7] GRUNDSTROM, C., KANCHIBOTLA, S., JANKOVIC, A., THORNTON, D. Blast Fragmentation for Maximising the Sag Mill Throughput at Porgera Gold Mine. (2001).
- [8] ALRUIZ, O.M., MORREL, S., SUAZO, C., NARANJO, A., A novel approach to the geometallurgical modelling of the Collahuasi grinding circuit. (2009).
- [9] SALAZAR, G., QUINZACARA, N. Full Control Project – Value Creation through Blasting. (2006).
- [10] HART, S., REES, T., TAVANI, S., VALERY, W., JANKOVIC, A. Process Integration and Optimization of the Boddington HPGR Circuit (2011).
- [11] HAHNE, R., PALSSON, B., SAMSKOG, P. Ore Characterisation for –and Simulation of-Primary Autogenous Grinding. (2003).
- [12] KOJOVIC, T. Influence of Aggregate Stemming in Blasting on the SAG Mill Performance. (2005).
- [13] MORREL, S. Predicting the Specific Energy of Autogenous and Semi-Autogenous Mills from Small Diameter Drill Core Samples. (2004)
- [14] Torres, M. Informe de Práctica, Estudio Granulométrico – Mina UG. (2008)
- [15] James, G. Witten, D. Hastie, T. Tibshirani, R. An Introduction to Statistical Learning With Applications in R. (2015)
- [16] YU, A., FENG, C., ZOU., YANG, R. On the Relationship Between Porosity and Interparticle Forces. (2003).
- [17] SONAMI, Gerencia de Innovación y Desarrollo. Caracterización e importancia de la pequeña y mediana minería. (2014)
- [18] SONAMI. Boletín Minero: El Proceso de Control de Exportaciones Mineras. (2016)
- [19] COST MINE. Cost Model – Mining Cost Service. (2011)

# **ANEXOS**

## ANEXO-I: Código modelo predictivo del P80

Para el desarrollo de un modelo predictivo de la granulometría ROM, se consideró la determinación de dos tamaños característicos, siendo uno de ellos el P80, resultante de la operación de tronadura. De esta manera, se llevó a cabo una programación simple en el lenguaje R, por medio del software *R Studio*, la cual integra el filtrado de la base de datos, incorporando a su vez el proceso iterativo de la validación del modelo propuesto, finalizando con la entrega de gráficos, coeficientes del modelo y un proceso de regresión por pasos, permitiendo la mejora iterativa de la estructura evaluada del modelo. A continuación, se presenta el código utilizado para la rutina, asociada a la predicción del P80.

```
#Carga de datos
setwd("C:/Users/Felipe/Desktop/Memoria")
datao <- read.table("DATA_Tron.txt",header = TRUE)
#Grupos de puntos
#2-3 / 4-5 / 6-7 / 8-9 / 10-11 / 12-13-14 / 15-16-17-18 / 19-20-21
data <- datao[-c(3,5,6,9,10,12,13,15,17,18,20,19),]

#Definición de errores de validación
ERAP80=0
ERVP80=0

#Iteraciones
for (i in 1:100) {
  #Partición aleatoria del conjunto de datos (1 Validación / 8 ajuste)
  n = sample(nrow(data),1)
  dataa = data[-n,]
  datav = data[n,]

  #Modelo
  m.P80 <- lm(P80 ~ BTS+I(TP/NT)+I(B0/S0)+KG+0,data=dataa)

  #Errores de la validación
  ERAP80[i] = mean(abs(dataa$P80-fitted(m.P80))/dataa$P80)
  ERVP80[i] = mean(abs(datav$P80-predict(m.P80,datav))/datav$P80)}

#Gráficos
par(mfrow=c(2,2))
plot(dataa$P80,fitted(m.P80), xlab = "Valor Experimental", ylab = "Valor de Ajuste",
main = "Modelo P80")
#abline(0,1,col="blue")
plot(datav$P80,predict(m.P80,datav), xlab = "Valor Experimental", ylab = "Valor de
Validación", main="Modelo P80")
abline(0,1,col="red")
hist(ERAP80, main="Error de Ajuste - P80")
hist(ERVP80, main="Error de Validación - P80")
```

```
#Resumen de coeficientes
```

```
cat(coef(m.P80))
```

```
step(m.P80)
```

```
cat("R2(P80)=",round(summary(m.P80)$adj.r.squared,digits=4),"\n")
```

```
cat("Error Ajuste P80 =",round(mean(ERAP80),digits=4))
```

```
cat("Error Validación P80 =",round(mean(ERVP80),digits=4))
```

```
cat("Var Error Ajuste P80 =",round(var(ERAP80),digits=4))
```

```
cat("Var Error Validación P80 =",round(var(ERVP80),digits=4))
```

## ANEXO-II: Código modelo predictivo de K

Similar al proceso llevado a cabo para la determinación del P80, de lleva a cabo una programación similar, con una estructura de modelo distinto para la predicción del tamaño máximo de partículas resultantes de la tronadura, K.

Para el desarrollo de este modelo predictivo de la granulometría ROM. De esta manera, se llevó a cabo una programación simple en el lenguaje *R*, por medio del software *R Studio*, la cual integra el filtrado de la base de datos, incorporando a su vez el proceso iterativo de la validación del modelo propuesto, finalizando con la entrega de gráficos, coeficientes del modelo y un proceso de regresión por pasos, permitiendo la mejora iterativa de la estructura evaluada del modelo. A continuación, se presenta el código utilizado para la rutina, asociada a la predicción de K.

```
#Carga de datos
setwd("C:/Users/Felipe/Desktop/Memoria")
datao <- read.table("DATA_Tron.txt",header = TRUE)
#Grupos de puntos
#2-3 / 4-5 / 6-7 / 8-9 / 10-11 / 12-13-14 / 15-16-17-18 / 19-20-21
data <- datao[-c(3,5,6,9,10,12,13,15,17,18,20,19),]

#Definición de errores de validación
ERAK=0
ERVK=0

#Iteraciones
for (i in 1:100) {
  #Partición aleatoria del conjunto de datos (1 Validación / 8 ajuste)
  n = sample(nrow(data),1)
  dataa = data[-n,]
  datav = data[n,]

  #Modelo
  m.K <- lm(K ~ BTS+I(B0/S0)+KG+0,data=dataa)

  #Errores de la validación
  ERAK[i] = mean(abs(dataa$K-fitted(m.K))/dataa$K)
  ERVK[i] = mean(abs(datav$K-predict(m.K,datav))/datav$K)}

#Gráficos
par(mfrow=c(2,2))
plot(dataa$K,fitted(m.K), xlab = "Valor Experimental", ylab = "Valor de Ajuste", main = "Modelo K")
abline(0,1,col="blue")
plot(datav$K,predict(m.K,datav), xlab = "Valor Experimental", ylab = "Valor de Validación", main = "Modelo K")
abline(0,1,col="red")
```

```
hist(ERAK, main="Error de Ajuste - K")
hist(ERVK, main="Error de Validación - K")

#Resumen de coeficientes
cat(coef(m.K))
step(m.K)
cat("R2(K)=",round(summary(m.K)$adj.r.squared,digits=4),"\n")
cat("Error Ajuste K =",round(mean(ERAK),digits=4))
cat("Error Validación K =",round(mean(ERVK),digits=4))
cat("Var Error Ajuste K =",round(var(ERAK),digits=4),"\n")
cat("Var Error Validación K =",round(var(ERVK),digits=4))
```

## ANEXO-III: Modelos de chancado y clasificación

Para la realización de las simulaciones en la planta, se tomaron en consideración los modelos de chancado y clasificación, correspondientes a los de Whitten y Curva de Eficiencia, respectivamente. A continuación, se presentan las expresiones que determinan cada uno de estos modelos.

### Modelo de chancado – Whitten (1972)

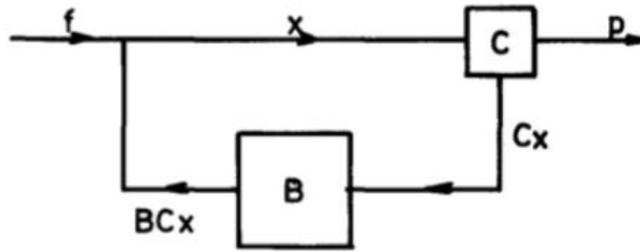


Ilustración 36: Esquema del modelo de chancado de Whitten (1972).

Ecuación 12: Modelo de chancado (Whitten, 1972)-

$$p = (I - C)(I - BxC)^{-1}f$$

Donde:

$p$	=	Vector de granulometría del producto.
$I$	=	Matriz identidad.
$B$	=	Matriz ruptura.
$C$	=	Matriz de clasificación.
$f$	=	Vector de granulometría de alimentación.

### Matriz Ruptura

Ecuación 13: Expresión para la matriz de ruptura, segregando en finos y gruesos.

$$B_1 = \frac{1 - e^{-\left(\frac{x_i}{s_1}\right)^u}}{1 - e^{-1}}, \text{ para gruesos}$$

$$B_1 = 1 - e^{-\left(\frac{d_i}{s_2}\right)^u}, \text{ para finos}$$

$$B_i = \alpha B_1 + (1 - \alpha) B_2$$

Con:

$s_1$	=	$x_1$ [in]
$u$	=	$6 \pm 0.9$

$$\begin{aligned}
s_2 &= 0.12 \pm 0.025 \text{ [in]} \\
v &= 1.25 \pm 0.145 \\
\alpha &= 0.872 + 0.115\text{CSS} \pm 0.014
\end{aligned}$$

### **Matriz de Clasificación**

*Ecuación 14: Expresión para la matriz de clasificación.*

$$c(d_i) = \begin{cases} 1 & d_i > K_2 \\ 1 - \left(\frac{d_i - K_2}{K_1 - K_2}\right)^{K_3} & K_1 < d_i < K_2 \\ 0 & d_i < K_1 \end{cases}$$

Donde:

$$\begin{aligned}
K_1 &= 0.67\text{CSS} \pm 0.77 \\
K_2 &= 1.121\text{CSS} + 2.31(\% + 1'') + k(T) \pm 0.07 \\
K_3 &= 2 \\
\text{CSS} &= \text{Closed Side Setting. [in]}
\end{aligned}$$

### **Modelo de Clasificación – Curvas de Eficiencia**

*Ecuación 15: Expresiones del modelo de clasificación por Curvas de Eficiencia, válidas para harneros e hidrociclones.*

$$\begin{aligned}
c(d_i) &= 1 - e^{-0.639\left(\frac{d_i}{d_{50c}}\right)^\alpha} \\
c(d_i) &= \frac{e^{\alpha \frac{d_i}{d_{50c}}} - 1}{e^{\alpha \frac{d_i}{d_{50c}}} + e^\alpha - 2}
\end{aligned}$$

## **ANEXO-III: Casos de simulación en planta**

En el marco de las simulaciones, se utilizó el software de procesamiento de minerales en estado estacionario JKSimMet, con el cual se estructuró un flowsheet comúnmente utilizado en faenas de mediana minería, con los parámetros mostrados en la sección 4.4.1. Esto permitió el desarrollo de las simulaciones de los 9 escenarios de evaluación planteados.

A continuación, se presentan el resumen de los principales resultados obtenidos de para las simulaciones, que permiten el registro de información detallada en las tablas 30, 31, 32 y 33. Estos se enmarcan en la información entregada en la estructura del simulador, permitiendo la obtención directa de los *outputs* principales para las evaluaciones posteriores de la presente metodología.

Para el último caso planteado, se tienen dos realizaciones distintas, en las cuales se consideraron dos tonelajes de entrada a la planta, debido a que en el primero de ellos, el tonelaje tratado en chancado, resulta ser menor al requerido por la molienda para llegar al producto final determinado: un P80 igual a 150  $\mu\text{m}$ . Este primer caso, implicaría la utilización de un stock previo de mineral chancado para solventar la falta de mineral tratado en la primera etapa del proceso. La segunda realización por su parte, considera la entrada de mineral al tonelaje requerido por la molienda para alcanzar el producto (127 kt/h), a modo de evaluación de ambos escenarios posibles, pero siendo finalmente considerado el primero de ellos para el estudio.



## Caso 2: Base – Fino

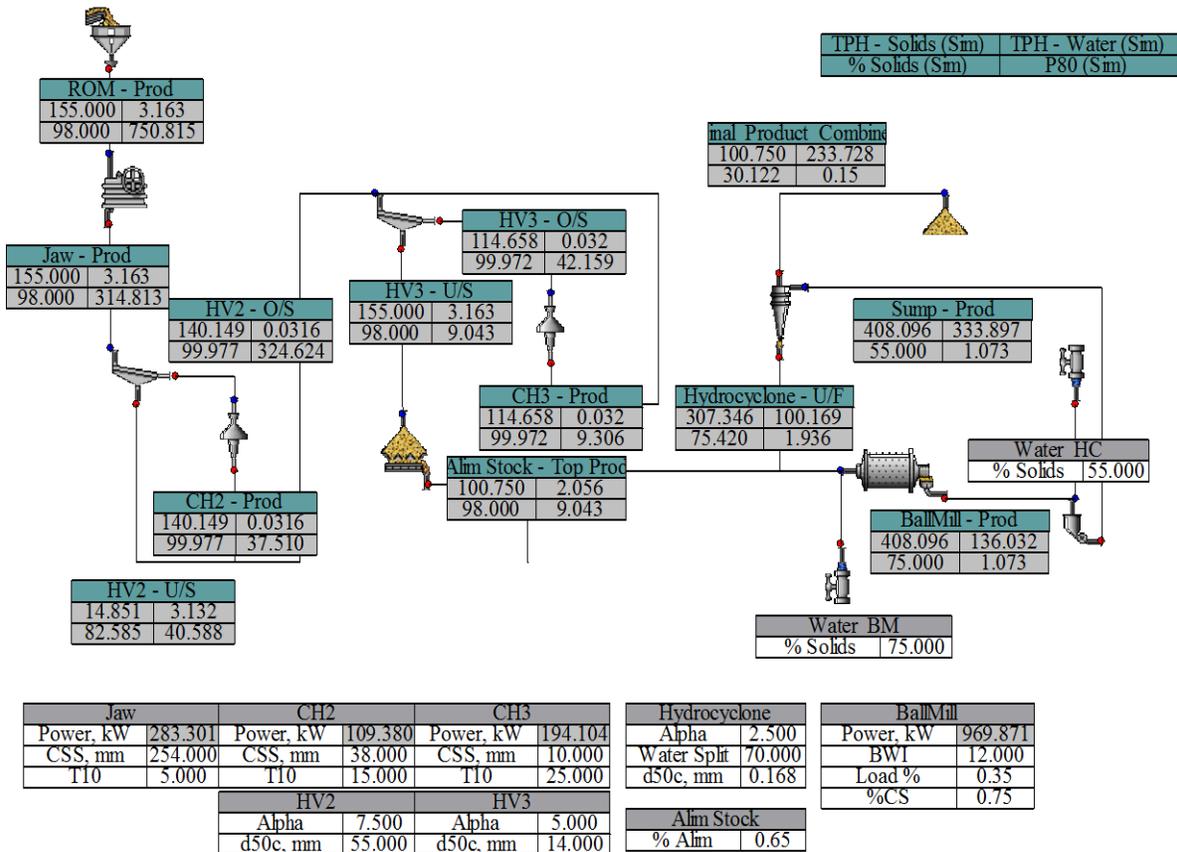


Ilustración 38: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Base - Fino.

### Caso 3: Base – Grueso

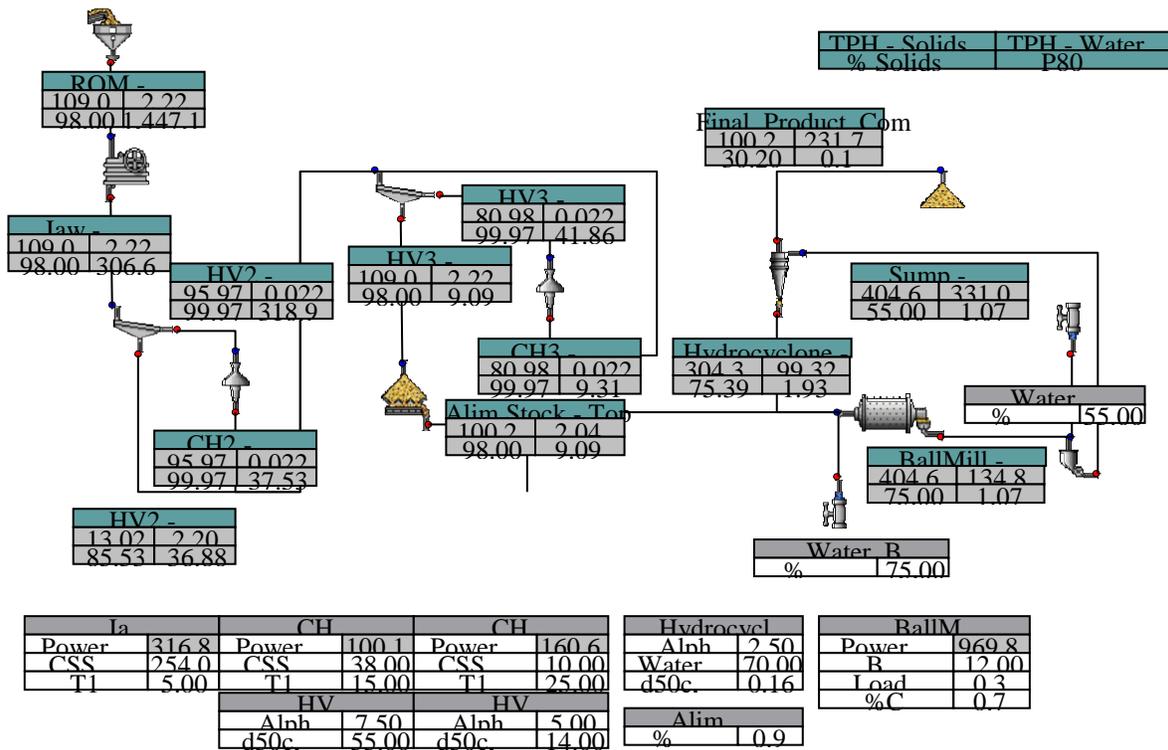


Ilustración 39: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Base - Grueso.

### Caso 4: Duro – Base

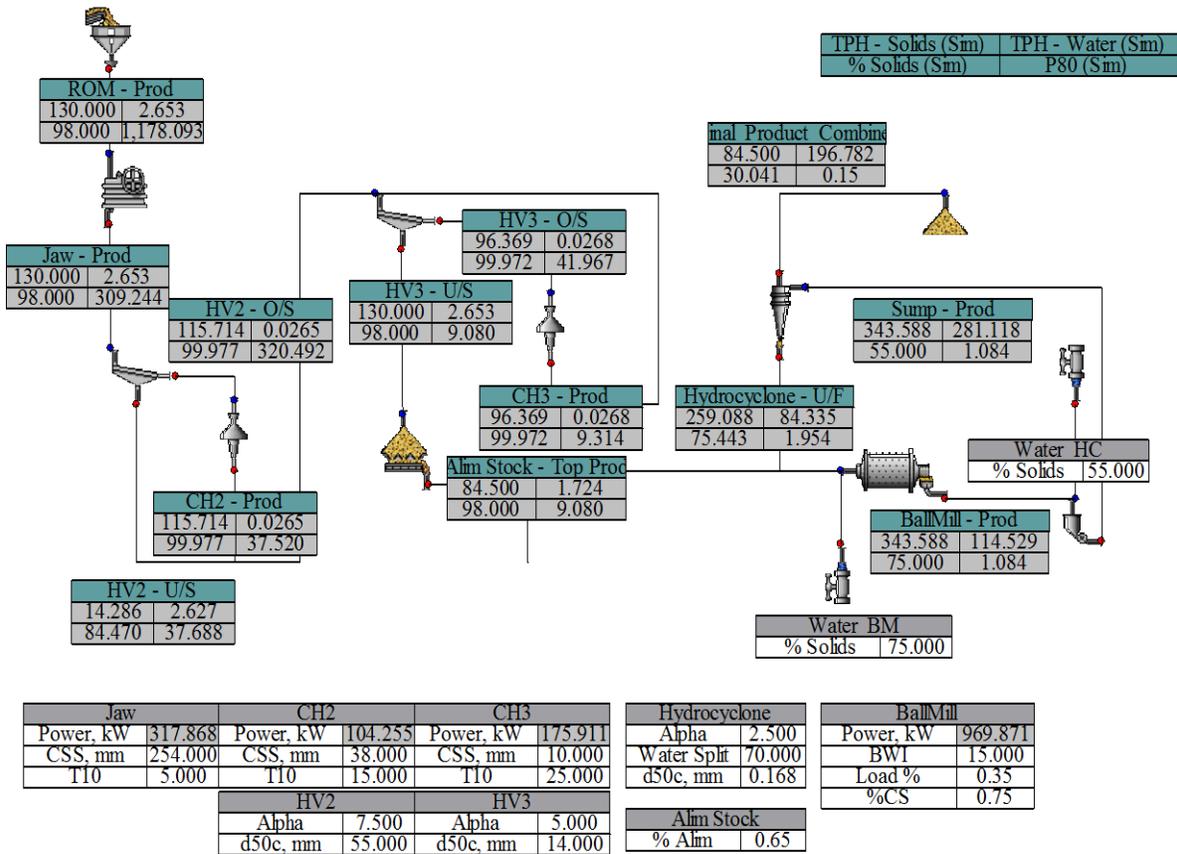


Ilustración 40: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Duro - Base.

## Caso 5: Duro – Fino

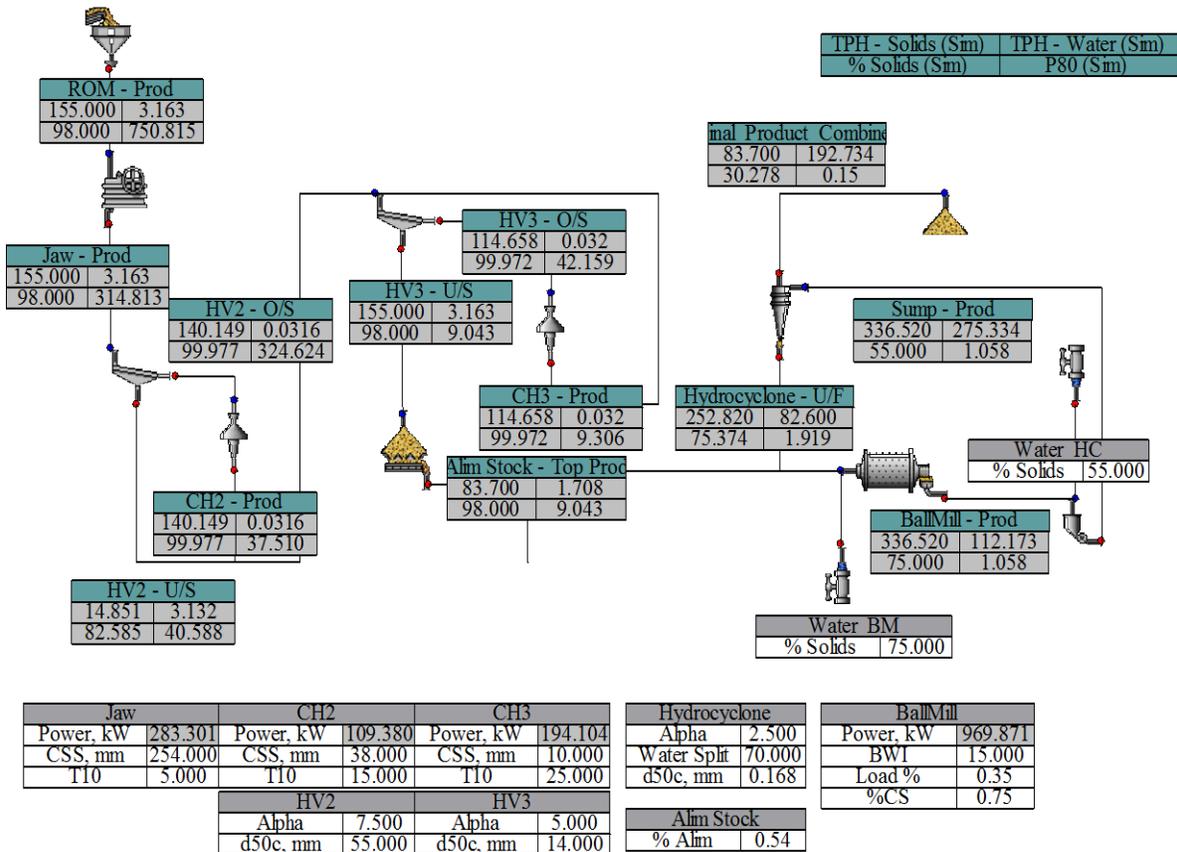


Ilustración 41: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Duro - Fino.

## Caso 6: Duro – Grueso

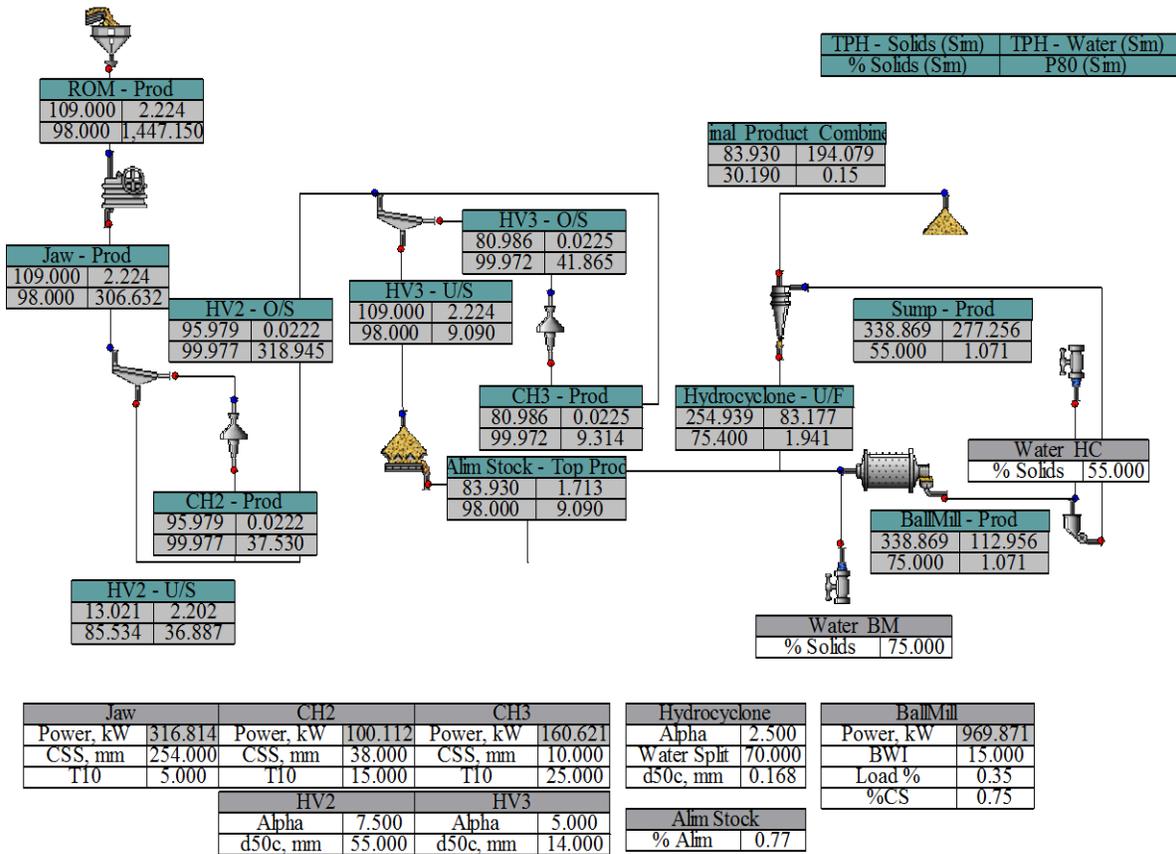


Ilustración 42: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Duro - Grueso.

## Caso 7: Blando – Base

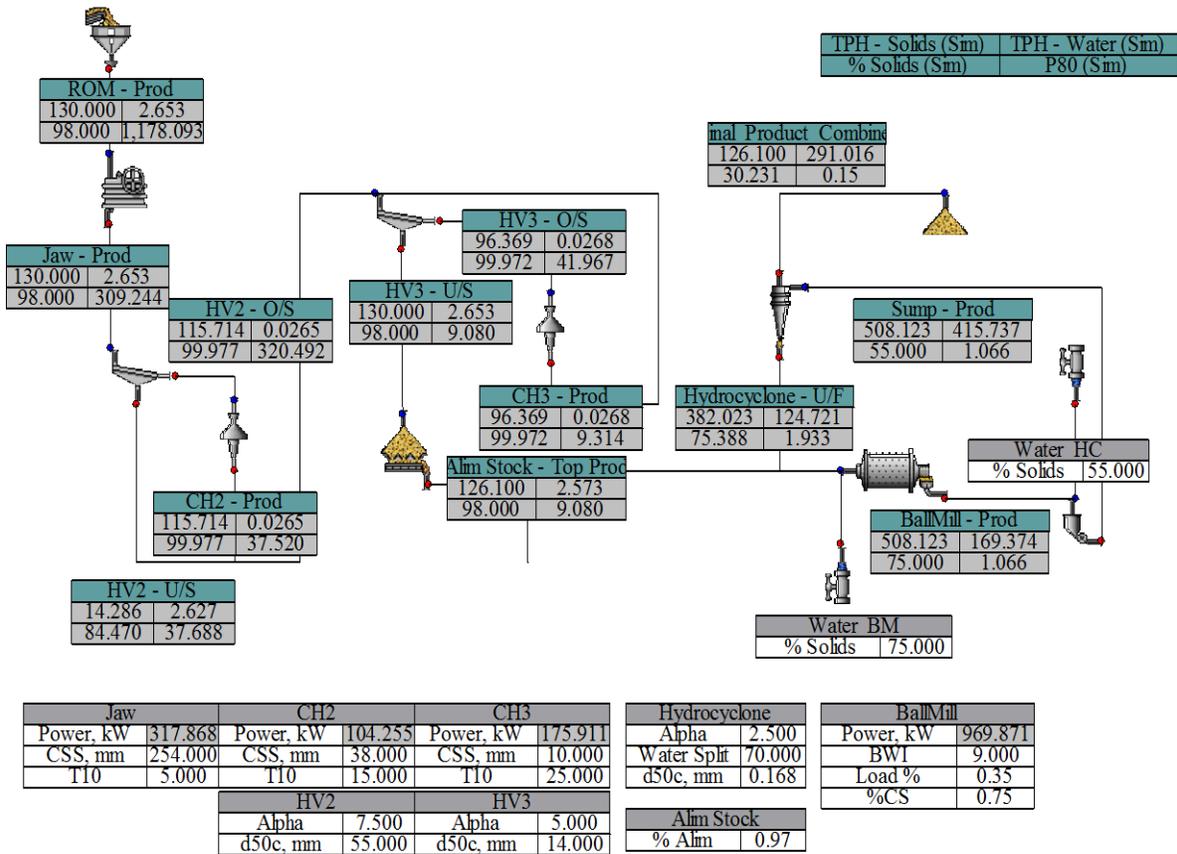
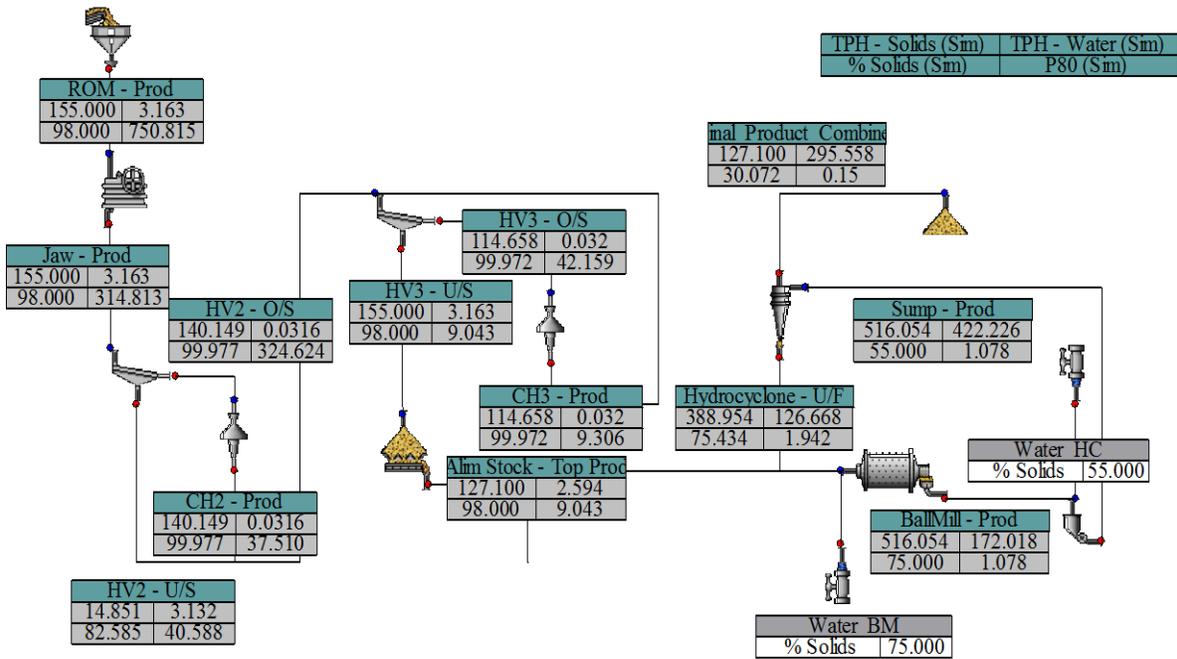


Ilustración 43: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Blando - Base.

## Caso 8: Blando – Fino



Jaw		CH2		CH3		Hydrocyclone		BallMill	
Power, kW	283.301	Power, kW	109.380	Power, kW	194.104	Alpha	2.500	Power, kW	969.871
CSS, mm	254.000	CSS, mm	38.000	CSS, mm	10.000	Water Split	70.000	BWI	9.000
T10	5.000	T10	15.000	T10	25.000	d50c, mm	0.168	Load %	0.35
								%CS	0.75
		HV2		HV3					
		Alpha	7.500	Alpha	5.000				
		d50c, mm	55.000	d50c, mm	14.000				
		Alm Stock							
		% Alm	0.82						

Ilustración 44: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Blando - Fino.

## Caso 9: Blando – Grueso

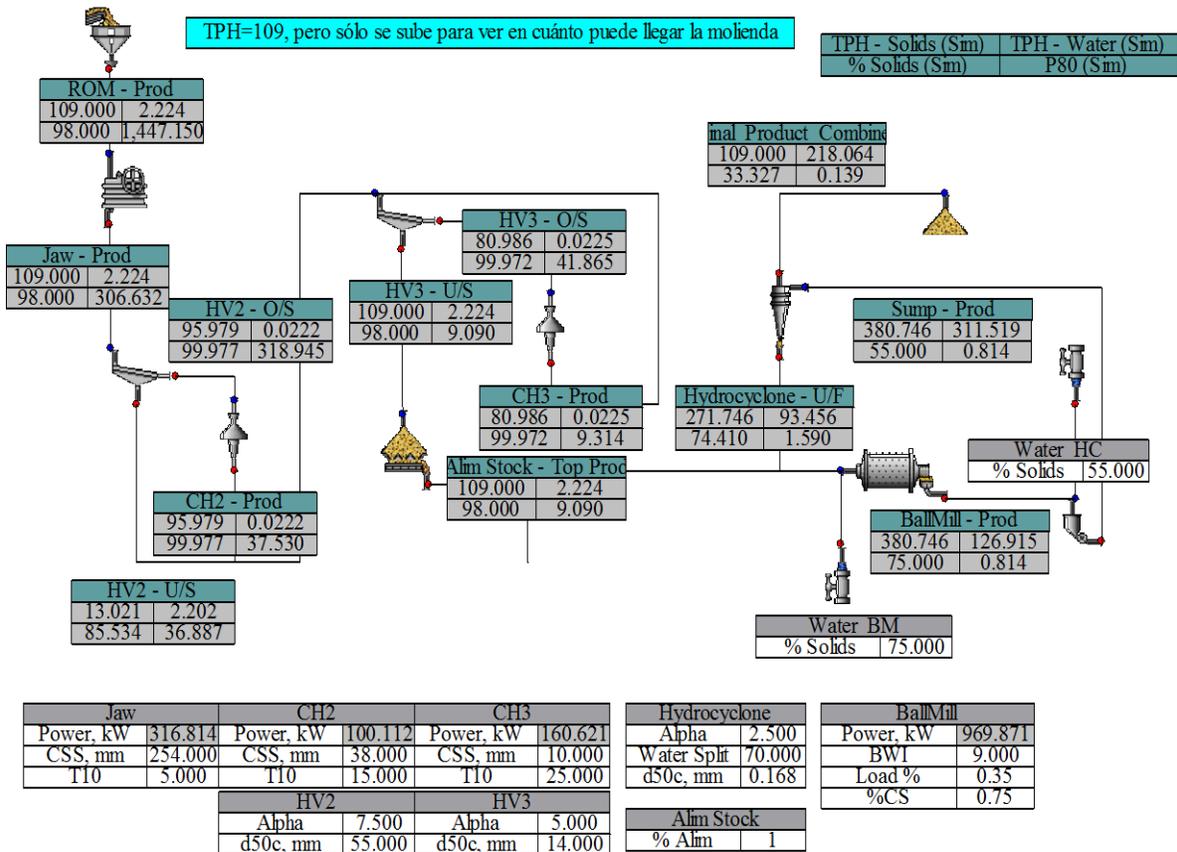


Ilustración 45: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Blando - Grueso.

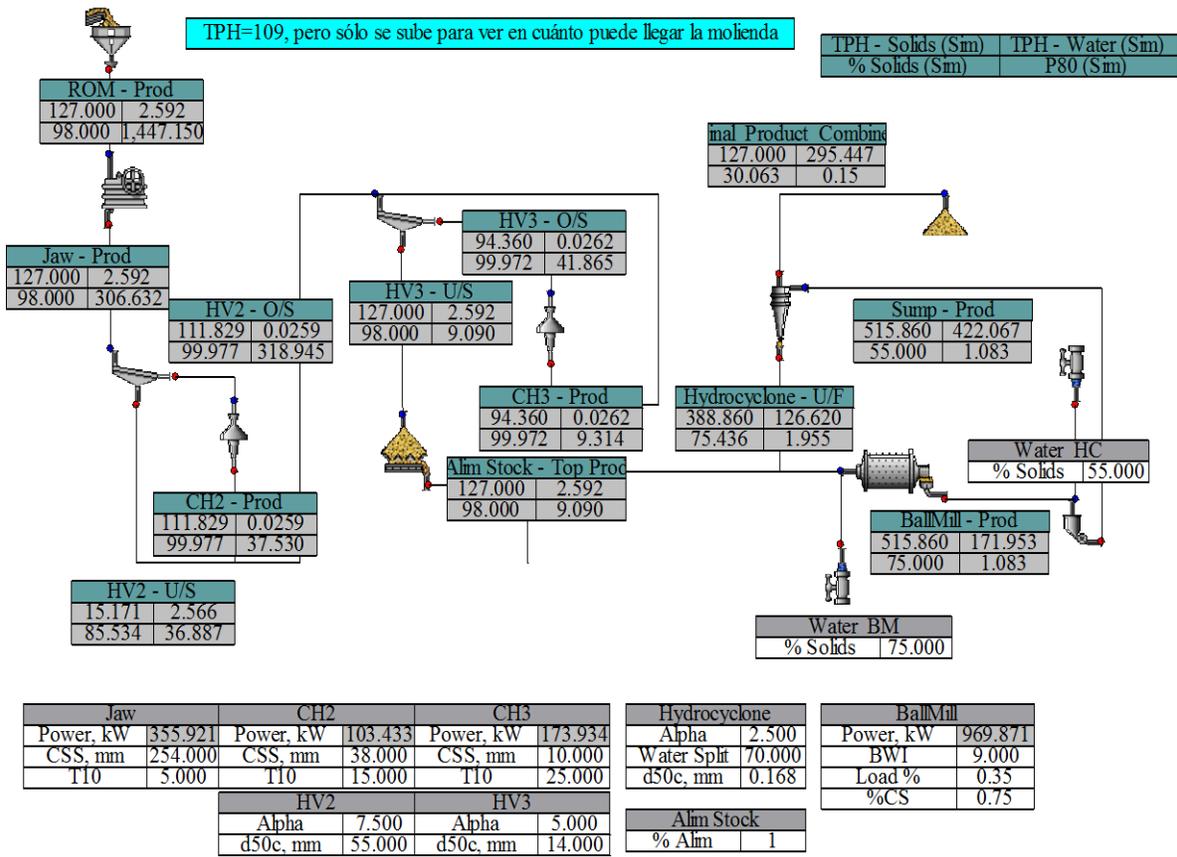


Ilustración 46: Resultados de simulación en estado estacionario del Caso Blando - Grueso, ajustando el tonelaje de entrada.