

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

“REDUCCIÓN DEL CONSUMO ENERGÉTICO DE UN MOLINO DE
BOLAS MEDIANTE UN SISTEMA DE CONTROL AUTOMÁTICO
PARA LA VELOCIDAD DE ROTACIÓN DEL MOLINO”

PARA OBTENER EL GRADO ACADEMICO DE MAESTRO EN CIENCIAS
EN INGENIERÍA METALÚRGICA

ELABORADO POR:
JUAN CARLOS GUERRERO VILLALBA

ASESOR
M.Sc. Ing. PEDRO ANGEL TORIBIO PANDO

LIMA – PERÚ

2017

DEDICATORIA

A mi Madre que siempre vivirá en mi corazón.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento a los docentes de la sección de Postgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica, de la Universidad Nacional de Ingeniería, quienes a través de la enseñanza que me impartieron contribuyeron a mi formación.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
RESUMEN.....	xvi
ABSTRACT.....	xviii
INTRODUCCIÓN.....	xix
CAPITULO I: GENERALIDADES.....	21
1.1 ANTECEDENTES DEL TRABAJO	21
1.2 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	22
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	23
1.3.1 Problema General:	23
1.3.2 Problema Específico:.....	23
1.4 DELIMITACIÓN	23
1.5 OBJETIVOS.....	23
1.5.1 Objetivo General.....	23
1.5.2 Objetivo Especifico	24

1.6	JUSTIFICACIÓN.....	24
1.6.1	Relevancia Social	24
1.6.2	Implicancia Práctica	24
1.6.3	Utilidad Metodológica.....	25
1.6.4	Viabilidad de la Investigación	25
1.7	ALCANCES Y LIMITACIONES.....	25
1.7.1	Alcances.....	25
1.7.2	Limitaciones	25
	CAPITULO II: MARCO TEORICO	26
2.1	EL MARCO TEORICO	26
2.2	EL PROCESO DE MOLIENDA.....	26
2.2.1	Consumo de energía eléctrica en la molienda	27
2.2.2	La tasa de quiebra en función de la energía.....	28
2.2.3	Potencia del molino	30
2.2.4	Ecuaciones para la potencia de un molino.....	35
2.2.5	Modelamiento matemático de la molienda.....	44
2.2.6	La linealidad de la cinética de quiebra	48
2.2.7	Derivación de un modelo matemático simplificado	50
2.2.8	Determinación del Si variando las RPM para el molino de bolas de	53
2.3	EL CONTROL AUTOMÁTICO EN EL PROCESAMIENTO DE MINERALES	54
2.3.1	Conceptos básicos de Control Automático.....	54
2.4	CONTROL AUTOMÁTICO POR LÓGICA DIFUSA.....	59
2.4.1	Conjuntos difusos	61

2.4.2	Operaciones entre conjuntos difusos	66
2.4.3	Fusificación	67
2.4.4	Base de conocimiento.....	68
2.4.5	Inferencia difusa	69
2.4.6	Defusificación.....	71
2.4.7	Control difuso.....	73
2.5	HIPÓTESIS	77
2.5.1	Hipótesis General	77
2.5.2	Hipótesis Específicas.....	77
2.6	VARIABLES E INDICADORES	77
2.6.1	Variables.....	77
2.6.1.1	Variable Independiente:	77
2.6.1.2	Variable Dependiente:.....	78
2.6.2	Indicadores.....	78
CAPITULO III: METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....		79
3.1	TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	79
3.2	NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	79
3.3	MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN	80
3.4	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	80
3.5	POBLACIÓN Y MUESTRA	81
3.5.1	Población	81
3.5.2	Muestra.....	81
3.6	INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	81

CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACION	82
4.1 DETERMINACIÓN DEL WORK ÍNDEX VARIANDO LAS RPM	83
4.1.1 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I del sulfuro	86
4.1.1.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM para el sulfuro.....	87
4.1.2 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I de la sílice	89
4.1.2.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM de la sílice	90
4.1.3 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I de la caliza	92
4.1.3.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM de la caliza	93
4.1.4 Relación de W_i , Gr/Rev. Vs RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza).....	95
4.1.4.1 W_i Vs RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza)	95
4.1.4.2 Gr/Rev. Vs RPM Sulfuro, Cuarzo y Caliza	96
4.2 CONSUMO DE ENERGÍA DEL MOLINO A DIFERENTES RPM	97
4.2.1 Consumo de energía para moler el sulfuro	97
4.2.2 Consumo de energía para moler sílice	98
4.2.3 Consumo de energía para moler la caliza	99
4.2.4 Comparación de la Potencia Vs las RPM para las diferentes muestras de minerales	100
4.3 DISEÑO DEL SISTEMA DE CONTROL AUTOMÁTICO	101
4.3.1 Función de transferencia de las RPM Vs. Watt.....	101
4.3.2 Diseño del controlador de lógica difusa.	102
4.3.3 Diseño del algoritmo de control.	106
4.3.4 Simulación del sistema de control a diferentes condiciones.	109
4.3.4.1 Simulación del sistema de control ante una señal ruidosa del bloque Fuzzy.....	109
4.3.4.2 Simulación del sistema de control ante una señal muy ruidosa del bloque	

Fuzzy.....	109
4.3.4.3 Simulación del sistema de control ante un aumento del consumo de energía.	110
4.3.4.4 Simulación del sistema de control ante una disminución del consumo de energía.....	110
4.3.4.5 Simulación del sistema de control ante un aumento del P(80).....	111
4.3.4.6 Simulación del sistema de control ante una disminución del P(80).....	111
4.3.4.7 Simulación del sistema de control ante un aumento del F(80).....	112
4.3.4.8 Simulación del sistema de control ante una disminución del F(80).....	112
4.3.4.9 Simulación del sistema de control ante un aumento del F(80).....	113
4.3.4.10 Simulación del sistema de control ante una disminución del F(80).....	113
4.3.4.11 Simulación del sistema de control ante un aumento del P(80) y la energía.....	114
4.3.4.12 Simulación del sistema de control ante una disminución del P(80) y la energía. .	114
4.4 PRUEBA DE HIPÓTESIS	115
4.5 DISCUSIÓN.....	116
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	119
CONCLUSIONES.....	119
RECOMENDACIONES.....	120
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	122
ANEXOS.....	125
ANEXO N° 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	126
ANEXO N° 2 CURRICULUM VITAE.....	127

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1 Distribución de carga de bolas prueba normalizada de Bond.....	83
Tabla 4.2 Análisis granulométrico del alimento del sulfuro.....	86
Tabla 4.3 Work Índice Vs. RPM del sulfuro	87
Tabla 4.4 Moliendabilidad Vs. RPM del sulfuro.....	88
Tabla 4.5 Análisis granulométrico del alimento de la sílice.....	89
Tabla 4.6 Work Índice Vs. RPM de la sílice.....	90
Tabla 4.7 Moliendabilidad Vs. RPM de la sílice.....	91
Tabla 4.8 Análisis granulométrico del alimento de la caliza.....	92
Tabla 4.9 Work Índice Vs. RPM de la caliza.....	93
Tabla 4.10 Moliendabilidad Vs. RPM de la caliza.....	94
Tabla 4.11 Wi Vs. RPM Sulfuro, Sílice y Caliza	95
Tabla 4.12 Gr/Rev. Vs. RPM (Sulfuro, Cuarzo y Caliza).....	96
Tabla 4.13 Potencia (Molino, Carga de bolas y Sulfuro) a diferentes RPM.....	97
Tabla 4.14 Potencia (Molino, Carga de bolas y Sílice) a diferentes RPM.....	98
Tabla 4.15 Potencia (Molino, Carga de bolas y Caliza) a diferentes RPM.....	99

Tabla 4.16 Potencia (Molino, Carga de bolas y minerales) a diferentes RPM.....100

Tabla 4.17 Potencia (solo molienda del minerales) a diferentes RPM.....100

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Proceso de Conminucion.....	27
Figura 2.2 El Consumo de Potencia en la Molienda de caliza.....	29
Figura 2.3 La Cinética de la Molienda de caliza en Función de la Energía.....	30
Figura 2.4 Movimiento de un molino de bolas a una velocidad normal de operación de 60% a 80% la velocidad critica	31
Figura 2.5 Variación de la potencia del molino de laboratorio de 0.6 m de diámetro con variación de la velocidad crítica y carga de bolas como parámetros: molino.....	35
Figura 2.6 Coeficiente para la potencia del molino utilizando la ecuación de Beeck para la molienda de cemento (datos U.S.A . Hackman $D= 2.9$ a 4.5 m ; $L/D = 2.7$ a 3.7 ; $\phi_{(c)}$ 0.7 a 0.8).....	37
Figura 2.7 Potencia neta como función de la carga de bolas y fracción de velocidad critica para un molino de laboratorio ; $D = 0.6$ m , $d= 26$ mm	38
Figura 2.8 Potencia neta por tonelada métrica de medios de molienda como función de la carga de bolas a 70% de la velocidad critica para molinos de laboratorio.....	39

Figura 2.9 Potencia del molino por toneladas métricas de medios de molienda, como una función del diámetro del molino ($\phi_c = 0.7$).....	40
Figura 2.10 Vista a través de la sección y dimensiones para laines corrugadas, barras levantadoras y laines en espiral angular	42
Figura 2.11 Potencia neta para un molino de bolas de 0.9m X 1.52 m con diferentes laines y operando con una carga de bolas del 35%	42
Figura 2.12 Velocidades de fractura específica para cuarzo molido en un molino de 0.9m X 1.42 m con laines; (C) corrugadas , (B) barras levantadoras y (A) espiral - angular	43
Figura 2.13 Variación de la potencia de un molino con la fracción de la velocidad crítica para un molino de laboratorio, con el tamaño de bola como parámetro ($D = 0.6m, J = 0.35, \phi_c = 0.14$)	44
Figura 2.14 Representación de la tasa de quiebra y la acumulación de los productos de fractura.....	47
Figura 2.15 El efecto del porcentaje de solido en la molienda	49
Figura 2.16 La cinética de molienda en función de la energía.....	50
Figura 2.17: Neutralización de pH con un sensor de pH y actuador.....	55
Figura 2.18: Lazo cerrado con un controlador automático	57
Figura 2.19: Diagrama de bloques de un sistema de control.....	57
Figura 2.20: Sistema de control para un molino semiautogena	58
Figura 2.21: Lazo de control en el ejemplo del molino.....	59
Figura 2.22. Lógica difusa vs lógica clásica.....	62
Figura 2.23. Conjuntos difusos para la variable estatura	63

Figura 2.24. Funciones típicas de membresía.....	65
Figura 2.25 Variable lingüística.....	68
Figura 2.26 Variable fusificada.....	68
Figura 2.27 Maquina de inferencia difusa	70
Figura 2.28. Método Max	72
Figura 2.29. Método de centroide	72
Figura 2.30. Media de máximos	73
Figura 2.31. Controlador difuso	74
Figura 4.1 Método normalizado de Bond simulando un circuito cerrado de molienda con una carga circulante de 350%; $F/Q = 3.5$	84
Figura 4.2 Análisis granulométrico del alimento del sulfuro.....	86
Figura 4.3 Work Índice Vs. RPM del sulfuro.....	87
Figura 4.4 Moliendabilidad Vs. RPM del sulfuro	88
Figura 4.5 Análisis granulométrico del alimento de la sílice	89
Figura 4.6 Work Índice Vs. RPM de la sílice.....	90
Figura 4.7 Moliendabilidad Vs. RPM de la sílice.....	91
Figura 4.8 Análisis granulométrico del alimento de la caliza.....	92
Figura 4.9 Work Índice Vs. RPM de la caliza.....	93
Figura 4.10 Moliendabilidad Vs. RPM de la caliza	94
Figura 4.11 W_i Vs. RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza).....	95
Figura 4.12 Gr/Rev. Vs. RPM (Sulfuro, Cuarzo y Caliza).....	96
Figura 4.13a Potencia (Molino, Carga de bolas y Sulfuro) a diferentes RPM.....	97

Figura 4.13b Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – Sulfuro.....	97
Figura 4.14a Potencia (Molino, Carga de bolas y Sílice) a diferentes RPM.....	98
Figura 4.14b Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – sílice.....	98
Figura 4.15a Potencia (Molino, Carga de bolas y Caliza) a diferentes RPM.....	99
Figura 4.15b Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – caliza.....	99
Figura 4.16 Potencia (Molino, Carga de bolas y minerales) a diferentes RPM.....	100
Figura 4.17 Potencia (solo molienda del minerales) a diferentes RPM.....	100
Figura 4.18 RPM Vs. Watt – mineral: sulfuro.....	101
Figura 4.19 Pantalla principal para editar el bloque Fuzzy.....	104
Figura 4.20 Pantalla para editar la entrada del bloque Fuzzy.....	104
Figura 4.21 Pantalla para editar la salida del bloque Fuzzy.....	105
Figura 4.22 Pantalla para editar las reglas del Fuzzy.....	105
Figura 4.23 Diagrama de control en simulink.....	107
Figura 4.24a Respuesta del bloque Fuzzy S.P – condición inicial.....	108
Figura 4.24b Respuesta del sistema de control – condición inicial.....	108
Figura 4.25 Respuesta del sistema de control – condición señal ruidosa del bloque Fuzzy.....	109
Figura 4.26 Respuesta del sistema de control – condición señal muy ruidosa del bloque Fuzzy.....	109
Figura 4.27 Respuesta del sistema de control – condición aumenta el consumo de energía.....	110

Figura 4.28	Respuesta del sistema de control – condición disminuye el consumo de energía.....	110
Figura 4.29	Respuesta del sistema de control – condición aumenta el P(80).....	111
Figura 4.30	Respuesta del sistema de control – condición disminuye el P(80).....	111
Figura 4.31	Respuesta del sistema de control – condición aumenta el F(80).....	112
Figura 4.32	Respuesta del sistema de control – condición disminuye el F(80).....	112
Figura 4.33	Respuesta del sistema de control – condición aumenta el F(80).....	113
Figura 4.34	Respuesta del sistema de control – condición disminuye el F(80).....	113
Figura 4.35	Respuesta del sistema de control – condición aumenta el P(80) y la energía.....	114
Figura 4.36	Respuesta del sistema de control – condición disminuye el P(80) y la energía.....	114

RESUMEN

Esta tesis tiene como objetivo lograr una reducción en el consumo de energía eléctrica (KW-h / tc) para la molienda de minerales al controlar automáticamente la velocidad del molino. En la mayoría de las plantas de procesamiento de minerales equipados con molinos de bolas éstos representan la principal carga eléctrica. En la molienda para reducir el mineral a tamaños muy finos se requiere mucha electricidad debido a que el motor tiene que mover el molino y la carga del mineral, pero mucha energía del total es utilizada para mover el molino y la carga moledora pero poca energía para moler el mineral. Esta tesis determina que un control automático del molino logra una reducción del consumo de energía.

Hoy en día los molinos se instalan por lo general con un sistema de transmisión mecánica (rueda dentada y piñón), estos sistemas son rígidos y solo de una velocidad de rotación. Esta velocidad será la misma para todas las diversas condiciones que pueden presentar el mineral a ser molido (variación de especies minerales de diferentes áreas de la mina); teniendo en cuenta que si la velocidad del molino es la misma estamos aplicando la misma energía al motor eléctrico para diferentes minerales que tienen un mayor índice de dureza como minerales que tienen índice de dureza inferior, el problema aquí es que en algunos casos se muelen en exceso (presencia de finos) y en otros casos no molerá adecuadamente (aumento de la carga circulante).

El tipo de control de la velocidad de giro del molino no se puede hacer manualmente ya que los cambios son muy rápidos; ahora las nuevas tecnologías (con los avances de la electrónica de

potencia, el control digital moderno), estos cambios se pueden hacer posible; ósea podríamos mejorar los procesos de molienda ya instalados con la adecuación de equipos modernos.

ABSTRACT

This thesis aims to achieve a reduction in electricity consumption (KW-h / tc) for the grinding of minerals by automatically controlling the speed of the mill. In most mineral processing plants equipped with ball mills these represent the main electrical load. In the milling for reduce ore to very fine sizes much electricity is required because move the motor with the entire grinding mill loaded mineral but the total energy used a lot of energy It is primarily used to move the grinding media and is little energy to grind the ore. This thesis determines that a mill automatic control could achieve a reduction of energy consumption.

Today the mills are installed usually with a mechanical transmission system (sprocket and pinion), these systems are rigid and single speed of rotation this speed will be the same for all the various conditions that can present the mineral to be ground (variation of mineral species from different areas of the mine); considering a single speed mill we are applying the same energy to the electric motor for both minerals having greater hardness index as minerals having lower hardness index, the problem here is that in some cases will grind excess (presence of more fines) and in other cases not adequately will grind (increased circulating load).

The type of control of the speed of rotation of the mill can not be done manually since the changes are very fast; now new technologies (with advances in power electronics, digital control and control theory) these changes can make possible; bone could be improved milling processes adequacy already installed with modern equipment

INTRODUCCIÓN

En la actualidad la mayoría de plantas de concentración de minerales por flotación cuentan con molinos de bolas que son las mayores cargas eléctricas. Esta etapa de molienda tiene por finalidad reducir el tamaño del mineral para lograr esto es necesario mover los molinos con la carga de bolas y el mineral a moler este trabajo lo realizan los motores eléctricos que consumen mucha energía eléctrica; al diseñar un molino se le calcula unas dimensiones y velocidad que no cambian entonces el consumo de energía eléctrica será la misma para diferentes condiciones como es el cambio en la mineralogía.

Los sistemas automatizados en la etapa de molienda principalmente están logrando el control de variables para mantener un flujo constante del mineral a procesar , los lazos de control y las estrategias están referidos a variables que logran estabilizar un flujo constante de material a procesar; pero muchas veces podemos observar problemas en la etapa de flotación por presencia de finos , o tal vez el aumento de carga circulante estos problemas ya no solamente tienen que ver con a la cantidad de mineral a procesar sino también por el cambio de características mineralógicas en el mineral a procesar.

La presente tesis propone el mejoramiento de la operación unitaria de molienda mediante el control automático de la velocidad de giro de los molinos ya que en la actualidad se dispone de avances tecnológicos que pueden hacer posible que los motores eléctricos de inducción asíncronos (que son los más usados en los molinos) cambien su velocidad de giro estos dispositivos varían la frecuencia para lograr este cambio.

El presente trabajo consta de cuatro capítulos. El Capítulo I, trata sobre el Planteamiento del Problema; el Capítulo II, contiene el Marco Teórico, donde se enfoca los antecedentes de la investigación, las bases teóricas tomadas para desarrollo de la presente tesis, e identificación de variables; el Capítulo III, trata sobre las pruebas metalúrgicas realizadas para poder describir el sistema y modelar el proceso de molienda, y el Capítulo IV, trata sobre la aplicación de la teoría de control automático moderno en el proceso de molienda.

.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES DEL TRABAJO

Magne y colaboradores (1995). Afirman lo siguiente: “En un modelo matemático de molienda semiautogena la velocidad específica de molienda es proporcional a la potencia específica de molienda”.

Ospina M. A. (2009). Muestra que: “Un control centralizado tiene mejor performance que un control PID esto se logra a las mismas condiciones solo se cambió el tipo de control ya que la instrumentación y el controlador son los mismos”.

Chuck D. y Ciribeni V. (2005). Dicen: “Un proceso de molienda puede ser descrito como un modelo cinético de primer orden por medio de una ecuación de balance macroscópico que a través de tres funciones fundamentales (Función velocidad de fractura, Función distribución de fractura y función clasificación interna) incorpora los elementos que caracterizan cada caso particular del proceso.

Coello L. y Tijunov O. (2001) Probaron que: “La energía específica consumida por una mezcla de dos minerales (caliza y magnetita) es igual a la suma ponderada de la energía específica de cada especie y los pesos de cada especie.

Meneses J. (1997) Determino que: “Los métodos empíricos de sintonía no constituyen la solución completa al problema (ajustes de parámetros del controlador PID) sino una aproximación a los valores óptimos con el consiguiente ahorro de tiempo y calidad de control. No obstante el problema se origina cuando las condiciones cambian (cambio de tipo de mineral) los parámetros del controlador PID también deben cambiar para tener una buena respuesta.

1.2 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

En la actualidad los molinos se instalan por lo general con un sistema mecánico de transmisión (catalina y piñón de ataque), estos sistemas son rígidos y de una sola velocidad de rotación esta velocidad será siempre la misma para todas las diversas condiciones que pueda presentar el mineral a ser molido (variación de las especies minerales de diferentes zonas de la mina); al considerar una sola velocidad del molino le estamos aplicando la misma energía al motor eléctrico tanto para minerales que presentan mayor índice de dureza como para minerales que presentan menor índice de dureza , el problema aquí es que en algunos casos moleremos en exceso (presencia de más finos) y en otros caso no moleremos adecuadamente (incremento de la carga circulante).

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

De acuerdo a los antecedentes descritos en el punto anterior hemos observado que el proceso de molienda se ve afectado cuando la mineralogía cambia entonces se plantea la formulación del problema general y específico.

1.3.1 Problema General:

¿Cómo reducir el consumo energético del molino de bolas?

1.3.2 Problema Específico:

- a) ¿Cómo minimizar el consumo energético variando la velocidad de rotación del molino?
- b) ¿Cómo mantener el tamaño del P80 adecuado variando la velocidad de rotación del molino?

1.4 DELIMITACIÓN

En la presente tesis se demostró la reducción del consumo de energía eléctrica activa (KWatt) del motor de un molino de bolas de 12" X 12" de laboratorio utilizando la simulación de un control automático de la velocidad de giro del motor (R.P.M).

1.5 OBJETIVOS

1.5.1 Objetivo General

Lograr la reducción del consumo energético del molino de bolas aplicando un sistema de control automático para la velocidad del molino

1.5.2 Objetivos Específicos

- a) Diseñar un sistema de control automático efectivo para regular la velocidad del molino de bolas según la especie mineral a moler.
- b) Lograr una metodología para diseñar un sistema de control automático para regular la velocidad del molino de bolas

1.6 JUSTIFICACIÓN

La concentración de minerales por flotación tiene la molienda como etapa donde el costo por energía eléctrica es muy elevado por lo tanto realizar una reducción del consumo de energía eléctrica sería de bastante beneficio para la empresa ya que los costos bajarían, el control de velocidad ahorraría en el desgaste innecesario de forros y carga de bolas además de contribuir con el medio ambiente al consumir menos energía eléctrica

1.6.1 Relevancia Social

La realización de esta tesis beneficiara a los alumnos y profesores de la escuela de metalurgia ya que se implementara un sistema de control y medición en el laboratorio de procesamiento de minerales que se utilizaría para trabajos posteriores.

1.6.2 Implicancia Práctica

Esta tesis podría servir a plantas que están en funcionamiento para poder reducir el consumo de energía eléctrica adecuando equipos electrónicos que se pueden adaptar a los circuitos eléctricos de la planta sin realizar grandes modificaciones en el molino.

1.6.3 Utilidad Metodológica

En la presente investigación, se emplearon pruebas metalúrgicas que se pueden implementar en cualquier planta que ya posea un molino de bolas para determinar el Work Index.

1.6.4 Viabilidad de la Investigación

El trabajo se ha realizado debido a la importancia que tiene reducir el consumo de energía eléctrica. La investigación se pudo realizar ya que los costos se debieron a la adecuación del tablero eléctrico del molino. Los costos aproximadamente fueron de US\$800.00 que fueron asumidos por el tesista.

1.7 ALCANCES Y LIMITACIONES

1.7.1 Alcances

El alcance del presente trabajo es lograr un sistema de control automático adecuado al proceso de molienda para disminuir el consumo de energía eléctrica.

1.7.2 Limitaciones

La tesis en mención lograra un sistema de control automático simulado y no se realizara la implementación ya que con los datos de las pruebas de laboratorio podemos realizar una buena simulación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 EL MARCO TEORICO

En la actualidad existen diferentes documentos de referencia con respecto a la automatización de procesos de molienda pero la gran mayoría de trabajos al respecto analiza el proceso de molienda como un control de flujo de mineral y agua donde el control se realiza con la regulación del flujo de agua en el cajón de bomba estos documentos se analizan en los siguientes acápite.

2.2 EL PROCESO DE MOLIENDA

El proceso de molienda es un proceso de reducción de tamaño del mineral desde tamaños de 1/2" a 74 um. El término conminucion es aquel con que se designa a la reducción de tamaño de rocas grandes en fragmento pequeños. Fred C. Bond el investigador que mayores aportes hizo en este aspecto durante los años sesenta, define la conminucion como: "El proceso en el cual la energía cinética mecánica de una maquina u objeto es transferida a un material produciendo en él fricciones internas y calor que originan su ruptura" (Quiroz I. ,1986.pp. 45-57)

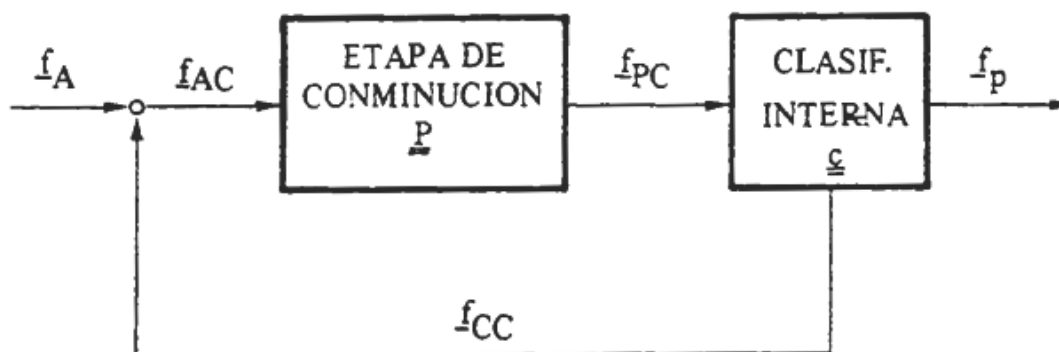


Figura N° 2.1: Proceso de Conminucion

Fuente: Gutiérrez L. & Sepúlveda J.E (1986)

La importancia de esta operación para el procesamiento de minerales, radica en que mediante ella es posible liberar los minerales valiosos de los estériles y preparar las superficies y el tamaño de las partículas para procesos posteriores de concentración.

La conminucion requiere de un elevado consumo de energía que en muchos casos representa más del 60% de los costos operativos de las plantas concentradoras por lo que un conocimiento cabal de sus leyes y relaciones empíricas o fenomenológicas ayuda a optimizar los gastos de energía de plantas en operación o dimensionar adecuadamente equipos para plantas que se encuentran en etapas de diseño, (Quiroz I., 1986., pp. 45-57).

2.2.1 Consumo de energía eléctrica en la molienda

Las primeras tentativas para calcular el consumo de energía en el proceso de conminucion fueron las “Leyes de Conminucion” que correlacionan el insumo de energía específica (KWh/tc) con el grado de reducción en un tamaño característico

del material alimentador. De estas leyes, la de Bond (1952) ecuación (2.1) .Encontró utilidad en el dimensionamiento del molino de bolas. (Oblad E.A, 1994, p.7).

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \dots (2.1)$$

W: Energía necesaria para reducir un material desde un tamaño original F_{80} hasta un tamaño final P_{80}

W_i : Constante propia del mineral (resistencia a la conminucion)

P_{80} : Tamaño de partículas correspondiente a un 80% acumulado pasante de la distribución granulométrica del producto

F_{80} : Tamaño de partículas correspondiente a un 80% acumulado pasante de la distribución granulométrica del alimento.

La ecuación 2.1 implica que solamente la energía determina el grado de quiebra y los efectos de las condiciones operacionales deben actuar atreves de alteraciones en la energía. Bond descubrió, con todo que la quiebra depende de la manera de aplicación de la energía y fue forzado a incluir varios factores de corrección en su ecuación energética.

2.2.2 La tasa de quiebra en función de la energía

Referido a la molienda de caliza. El molino de laboratorio usado para los ensayos fue instrumentado con un torquimetro que media el torque aplicado al eje del molino. El torque T medido en cada ensayo permitió el cálculo del consumo de potencia P a través de la fórmula:

$$P = (1.183E - 5). RPM. T \dots (2.2)$$

P: Potencia KW.

RPM: Velocidad de rotación .rpm

T: Torque, Lb-in (libra-pulgada)

De la figura 2.2 muestra la molienda de caliza para tres series de test variando el porcentaje de sólidos. Entre las tres series, solamente el peso del mineral fue alterado, manteniendo las otras condiciones constantes.

El consumo de energía depende de porcentaje de solidos alcanzando el máximo en torno al 75%. Por lo tanto, con el mismo tiempo de molienda el consumo de energía por unidad de peso del mineral en el molino seria mayor para el 75% de solidos de que para 100% o 50%. Pero como mostramos en la figura 2.3 para el mismo consumo de energía, la molienda con 50% de solidos es más eficiente (mayor tasa de quiebra) en relación al consumo de energía. Este resultado para material de intervalo grueso (10 X 14 mallas) generalmente no se prueba en la molienda fina industrial donde la eficiencia máxima esta en torno de 75% de solidos (Oblad A.E,1994,pp7- 8)

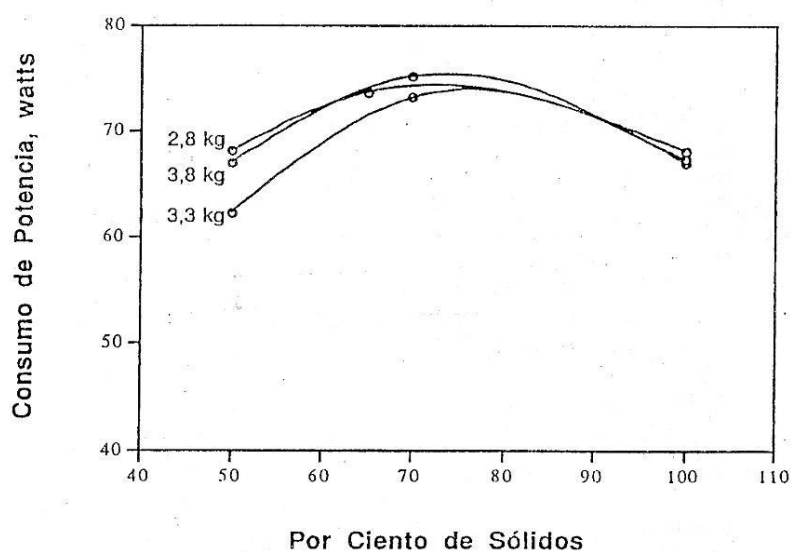


Figura N° 2.2: El Consumo de Potencia en la Molienda de caliza

Fuente: Oblad A.E (1994)

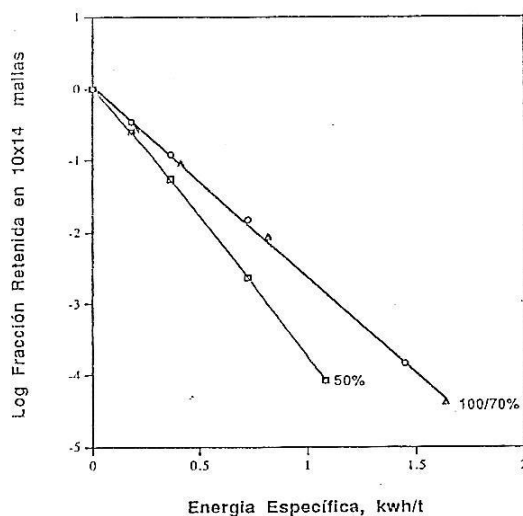


Figura N° 2.3: La Cinética de la Molienda de caliza en Función de la Energía

Fuente: Oblad A.E (1994)

2.2.3 Potencia del molino

Hay dos enfoques para la derivación de las ecuaciones que describen la potencia requerida para mover un molino rotatorio. El primero trata el problema calculando la trayectoria de las bolas sobre todas las posibles trayectorias. El segundo enfoque considera el momento del centro de masa de la carga de bolas y mineral con respecto al centro del molino y considera que debe ser igual al momento de las “fuerzas de fricción” en las paredes del molino. Es instructivo observar el interior de un molino rotatorio de laboratorio acondicionado con una pared lateral transparente, de modo que se pueda estudiar el movimiento de la carga directamente por observación. Una descripción aproximada, como se ve en la Figura 2.4, muestra que una bola entra en la superficie de la carga bajo la marca de la mitad de la superficie y se mueve alrededor del eje hasta que llega a la superficie. Una vez que emerge, rueda hacia abajo por la superficie, de modo que aparece una corriente de bolas, formando una

superficie libre que recibe el nombre de cascada. Sin embargo, hay algunas bolas que, junto a parte del mineral son proyectadas en el espacio interior del molino en una trayectoria parabólica que recibe el nombre de catarata. Las barras levantadoras previenen que la carga deslice como un todo por la superficie interior del molino.

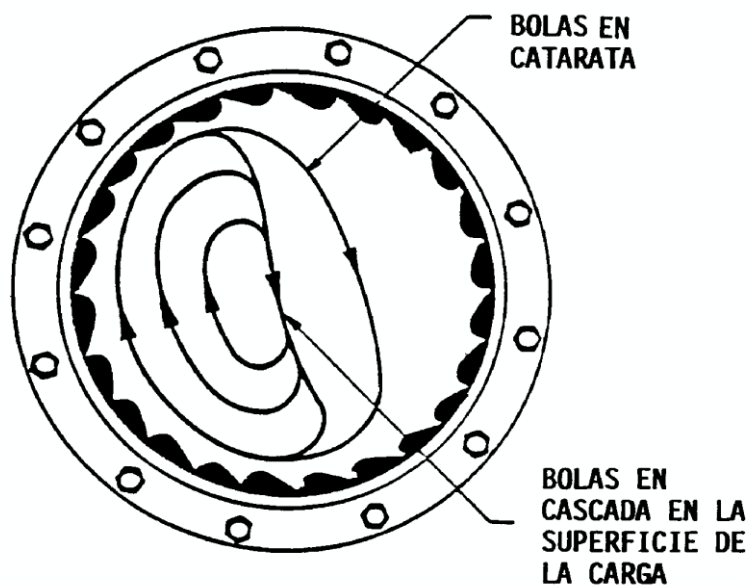


Figura N° 2.4: Movimiento de un molino de bolas a una velocidad normal de operación de 60% a 80% la velocidad crítica)

Fuente: Austin . L.G & Concha (1994)

En principio, un análisis correcto de las fuerzas en los dos enfoques descritos debiera dar el mismo resultado. Sin embargo, el cálculo mediante el torque del centro de la masa no toma en consideración que un cierto número de bolas está en vuelo, y que por lo menos parte de la energía cinética de estas bolas debe recuperarse al chocar éstas con las paredes del molino. Por otra parte, la descripción de las trayectorias de todas las bolas se torna muy difícil debido a la complejidad de las fuerzas de interacción entre las bolas y especialmente por el mineral atrapado entre ellas.

Debido a la complejidad en el análisis teórico del sistema descrito, frecuentemente se utiliza ecuaciones que se basan en experimentos y no en teoría. Aquí daremos un tratamiento elemental al problema de la potencia de un molino que involucra conceptos simples de mecánica y similitud geométrica. (Austin,1994, pp.175 – 178.)

Definamos lo siguiente:

\bar{h} : La altura media de elevación de las bolas, a través de la energía potencial media de una bola.(m)

ρ_b : Densidad de la bola de acero (gr/cm^3)

m: Masa de la bola (Kg)

d: Diámetro de la bola de acero (cm)

D: Diámetro del molino (m)

ω : Velocidad de rotación del molino (RPM)

\bar{r} : Radio medio de la trayectoria de la bola (m)

φ_c : Fracción de la velocidad crítica del molino (%)

J: Fracción de llenado de bolas (%)

L: Longitud del molino (m)

m_p : Potencia para mover los medios de molienda

La energía necesaria para levantar cada bola de acero a la altura h es igual a su energía potencial a esa altura, más la energía cinética de rotación $\frac{m(\bar{r}\omega)^2}{2}$, donde la

masa $m = \frac{\pi\rho_b d^3}{6}$, \bar{r} es el radio medio de la trayectoria de la bola y ω es la velocidad

de rotación. Entonces, la energía media para levantar una bola será proporcional a

$\rho_b d^3 [\bar{h} + \frac{(\bar{r}\omega)^2}{2}]$. Se supone aquí que \bar{h} es independiente de las propiedades de la bola, tales como tamaño o densidad. Haremos la suposición que la forma del movimiento de una bola en molinos de diversos tamaños es similar e independiente del tamaño de éste para un tamaño de bola mucho menor al tamaño del molino y para una longitud del molino tal que haga despreciable los efectos de las paredes laterales. En estos casos es razonable suponer que la altura media de elevación de las bolas es proporcional al diámetro del molino, esto es $\bar{h} \propto D$ y por lo tanto:

(Energía media para levantar una bola) $\propto \rho_b d^3 D$ (Austin., 1994, p.177.)

Para un determinado porcentaje de llenado del molino, esto es para un valor prescrito de J (fracción de llenado de bolas), el número de bolas en el molino será proporcional al cociente entre el volumen del molino y el volumen de una bola:

(Número de bolas presentes en el molino) $\propto D^2 L / d^3$ (Austin, 1994, p.177.)

Se puede suponer que el número de bolas levantadas por unidad de tiempo es proporcional al producto del número de bolas presentes y la velocidad del molino.

Como la velocidad del molino es $\text{rpm} = \frac{\varphi_c 42.3}{D^{1/2}}$, donde φ_c es la fracción de la velocidad crítica del molino y la energía requerida por unidad de tiempo, esto es la potencia m_p para mover los medios de molienda, será:

$$m_p \propto \frac{\varphi_c 42.3}{D^{1/2}} \frac{D^2 L}{d^3} \rho_b d^3 D$$

$$m_p = K \rho_b D^{2.5} \dots\dots (2.3)$$

Donde el valor de K es constante solamente para determinadas condiciones en un molino.

Debido a que el modelo utilizado en la derivación de la ecuación (2.3) es sobre simplificado, es preferible introducir un coeficiente variable en el exponente de D , tal que (2.3) se exprese en la forma más general:

$$m_p = K \rho_b D^{2.0 + n^2} \dots\dots(2.4)$$

Donde se puede esperar que n^2 sea cercano a 0.5. Como se ha supuesto que no hay efecto de las paredes laterales del molino, al doblar el largo de éste se duplican los requerimientos de potencia. El valor de K variará con la magnitud de la carga de bolas en el molino. A pequeñas cargas de bolas en el molino se puede suponer que la potencia aumentará en forma proporcional a la carga, mientras que a mayores cargas la potencia disminuye debido a que a valores altos de J , las bolas que ruedan sobre la superficie forman un pie en la base de la superficie inclinada. Por ello, no son levantadas desde el punto de contacto con la carcasa del molino, sino desde la superficie del pie, con lo cual h disminuye. Se espera, entonces, que la potencia pase por un máximo a medida que la carga de bolas aumente, como se muestra en la Figura 2.5.

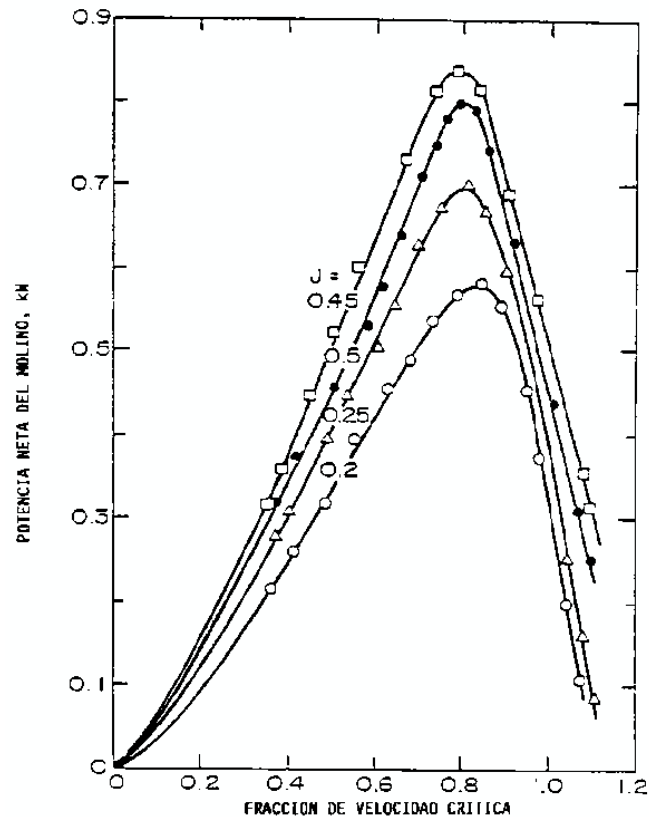


Figura N° 2.5: Variación de la potencia del molino de laboratorio de 0.6 m de diámetro con variación de la velocidad crítica y carga de bolas como parámetros: molino

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

2.2.4 Ecuaciones para la potencia de un molino

Bond nos da una ecuación empírica para la potencia en el eje de un molino de bolas de rebalse (Austin, 1994, p.178):

$$\frac{m_p}{M} = 15.6D^{0.3}\varphi_c(1 - 0.937j)(1 - 0.1/2^{9-10\varphi_c}), KW/ton.....(2.5)$$

En que D es el diámetro interno en metros y M es la carga de bolas en toneladas.

El resultado debe ser multiplicado por 1.08 para la molienda seca en molinos de parrillas. También se da una corrección S_s . Que debe ser sustraída de la ecuación

(2.5), para el caso en que las bolas tengan un diámetro máximo d_m menor que 45.7 mm (1.8 pulgadas) en un molino de diámetro mayor que $D = 2.4$ m (8 pies) (Austin, 1994,p.178):

$$S_s = 1.1(1.8d_m/25.4)/2, \text{ KW/ton...}(2.6)$$

En el que d_m está en milímetros. Por ejemplo, para bolas de 12.7 mm (0.5 pulgadas) la corrección es de 0.7 kW/ton. Rowland modificó esta relación para molinos mayores que 3.6 m (12 pies) dando:(Austin, 1994,p.179)

$$S_s = 1.1 \left[\frac{9.84 D}{20} - \frac{d_m}{25.4} \right], \text{ kW/ton... } (2.7)$$

En el que d_m está en milímetros y D en metros.

Beeck propuso una ecuación empírica para la molienda seca de cemento: (Austin., 1994, p.179):

$$\frac{m_p}{M} = 42.3 C_{Be} D^{0.5} \varphi_c, \text{ kW/ton...}(2.8)$$

Donde M es la carga de bolas en toneladas métricas y el valor de C_{Be} varía con J como se muestra en la Figura 2.6. En la misma figura se muestran valores de C_{Be} calculados de los valores de J , φ_c y m_p en molinos finales de la industria norteamericana de cemento coleccionada por Hackman. La práctica industrial del cemento en los Estados Unidos es bastante diferente que la alemana; por ejemplo, el nivel de llenado de bolas es consistentemente mayor, con un promedio de $J = 0.36$;

el porcentaje de velocidad crítica está normalmente entre 70% y 80% con un promedio de 75%. La distribución de los datos norteamericanos para C_{Be} se muestra en función de J en la Figura 2.6. Se debe destacar que la medición de potencia en molinos grandes puede no ser muy precisa y que la potencia medida variará también con la eficiencia del motor y la transmisión.

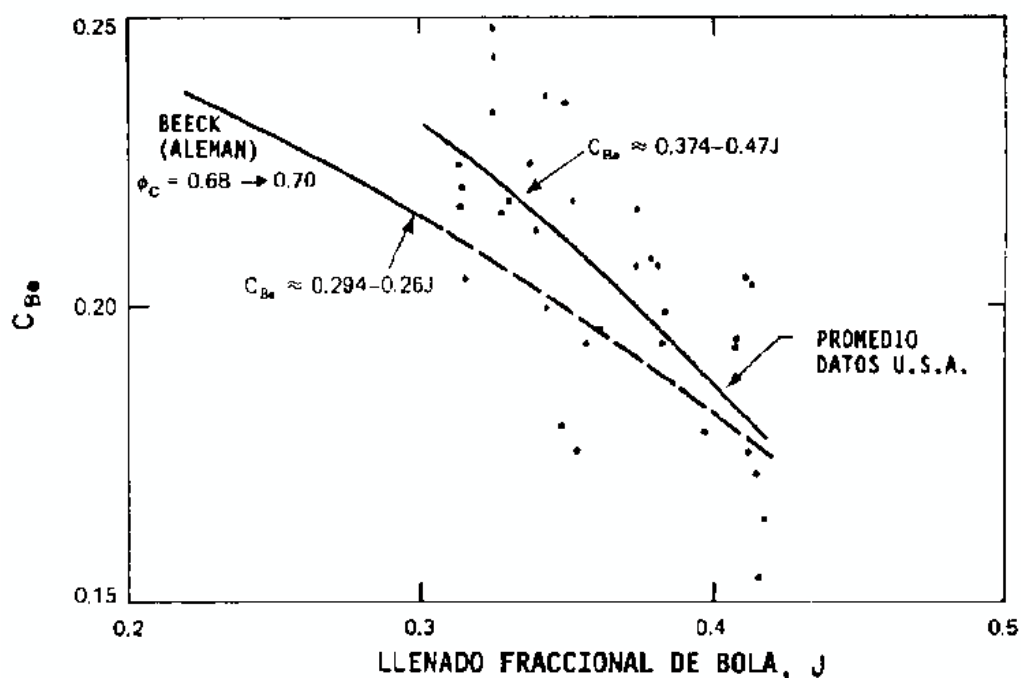


Figura N° 2.6: Coeficiente para la potencia del molino utilizando la ecuación de Beeck para la molienda de cemento (datos U.S.A. Hackman $D= 2.9$ a 4.5 m ; $L/D = 2.7$ a 3.7 ; φ_c 0.7 a 0.8)

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

La disposición de los datos originales muestra que los molinos de grandes diámetros tienen una potencia específica m_p/M significativamente mayor, sin embargo los datos están demasiado dispersos para obtener un valor preciso del exponente de D .

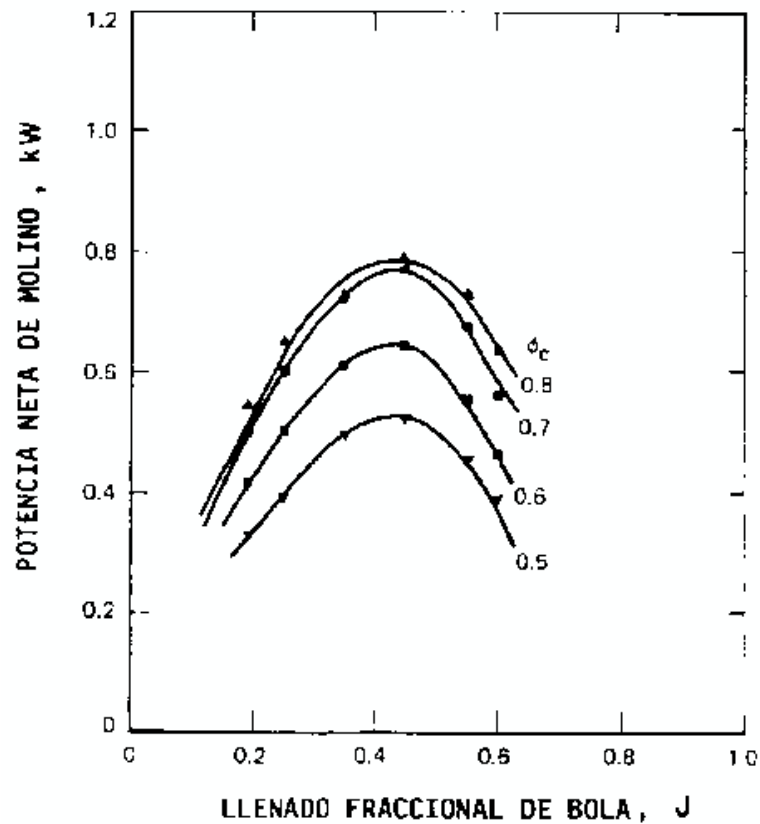


Figura N° 2.7: Potencia neta como función de la carga de bolas y fracción de velocidad crítica para un molino de laboratorio ; $D = 0.6 \text{ m}$, $d = 26 \text{ mm}$

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

La Figura 2.7 muestra la variación típica de la potencia con la carga de bolas, a varias fracciones de velocidad crítica. La potencia máxima resulta a fracciones de llenado de 45% para cada velocidad de rotación. Haciendo cálculos con la expresión $\phi_c (1 - 0.1/2^{9-10\phi_c})$ en la ecuación (2.5) de Bond, se puede demostrar que ella no da la forma correcta de variación con la velocidad de rotación para este molino. Un ajuste empírico de los resultados da: (Austin, 1994, .p.178):

$$m_p \propto (\phi_c - 0.1) \frac{1}{1 + \exp[15.7(\phi_c - 0.94)]} \text{ Para } 0.4 < \phi_c < 0.9 \dots (2.9)$$

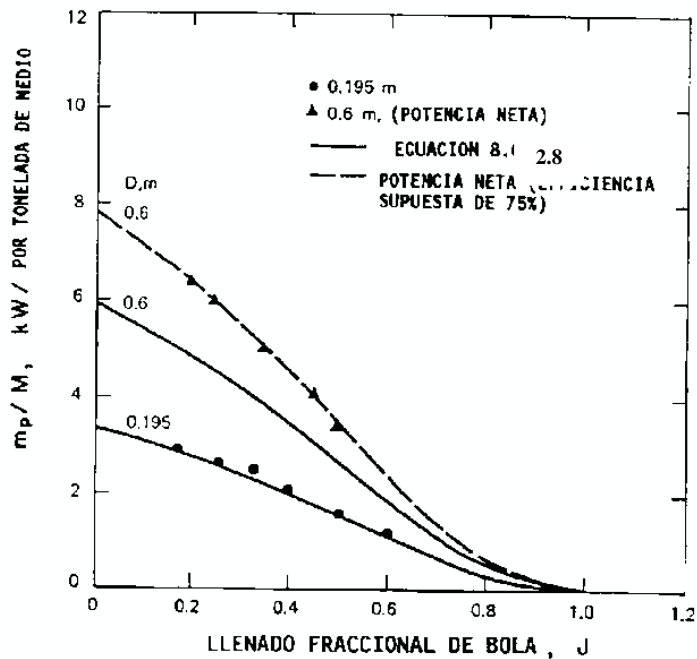


Figura N° 2.8: Potencia neta por tonelada métrica de medios de molienda como función de la carga de bolas a 70% de la velocidad crítica para molinos de laboratorio

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

La Figura 2.8 muestra los resultados de potencia por tonelada de medio de molienda como función de J . El resultado no se ajusta a la relación de Bond de $(1 - 0.937J)$. Como conclusión se propone que la ecuación de Bond sea usada para molinos grandes, $D > 2$ m y que para molinos más pequeños, usados en el modo discontinuo y en seco, se utilice la siguiente ecuación para la potencia neta: (Austin, 1994, p. 181):

$$\frac{m_p}{M} = 13D^{0.5}(\varphi_c - 0.1) \left(\frac{(\varphi_c - 0.1)}{1 + \exp[15.7(\varphi_c - 0.94)]} \right) \left(\frac{1 - 0.937J}{1 + 5.95J^5} \right), \text{ KW/ton} \dots (2.10)$$

Donde D está dado en metros y M en toneladas métricas. Esta ecuación es válida para la potencia neta en la molienda discontinua seca, mientras que la ecuación de Bond es válida para la potencia en el eje, en molienda continua húmeda de molinos

de rebalse. Se realizó una experiencia con un molino de 0.82 m de diámetro interior por 1.53 m de largo, provisto de rodamientos hidráulicos, que consistió en operar el molino en forma discontinua en seco y continua en circuito abierto y en húmedo, a los mismos valores de J y φ_c . Se comprobó que la operación continua dio un valor de potencia 1.07 veces mayor a la operación discontinua y que debía agregarse otro factor de 1.10 para transformar la potencia neta en potencia en el eje. Entonces la razón de potencia para el molino en operación continua húmeda a discontinua seca es de 1.18. Esto da la intersección para molinos pequeños en la Figura 2.9 (línea sólida) con la ecuación de Bond a $D=2.5$ m (8 pies) para $J=0.35$.

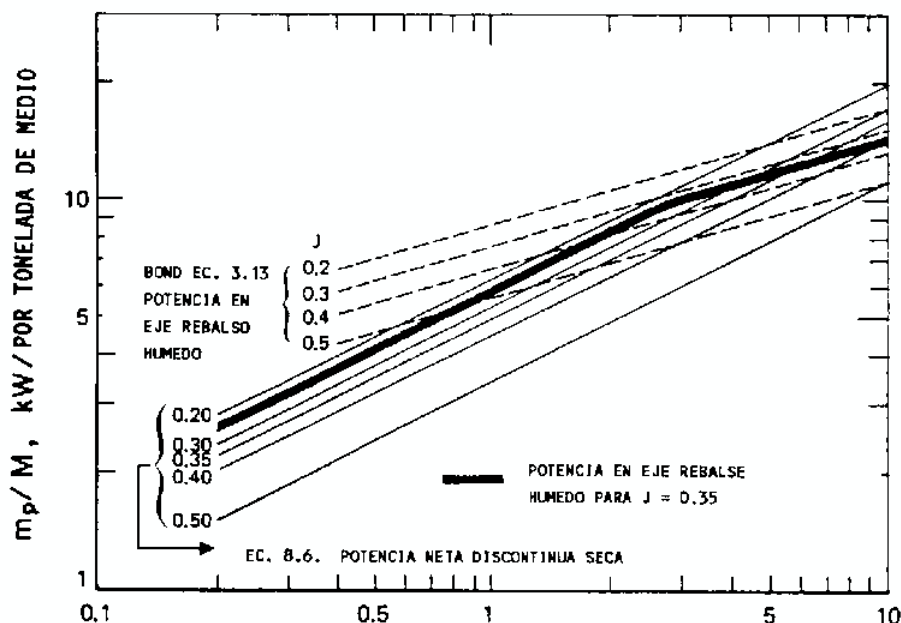


Figura N° 2.9: Potencia del molino por toneladas métricas de medios de molienda, como una función del diámetro del molino ($\varphi_c = 0.7$)

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

Un aumento de la velocidad de rotación del molino hace que más bolas volteen por unidad de tiempo, y por lo tanto, que aumente la potencia requerida para mover el

molino. Sin embargo, a velocidades de rotación superiores al 70 a 80% de la velocidad crítica, este aspecto es contrarrestado por el aumento del pie de la carga. Por lo tanto, la potencia requerida para operar un molino rotatorio de bolas es una función compleja de la frecuencia de las acciones de volteo y de la altura de éste, las que actúan en sentido contrario para dar una potencia máxima en la región de $0.4 < J < 0.5$ y $0.7 < \varphi_c < 0.8$.

Las ecuaciones de la potencia para molinos no incluyen el efecto del diseño de las barras levantadoras, aunque es seguro que algunos diseños dan mayor efecto de catarata que otros a la misma fracción de velocidad crítica y carga de bolas, y por lo tanto, deberían dar una potencia máxima a diferentes valores de J y φ_c . Parece que en la literatura existen pocas relaciones cuantitativas sobre el efecto del diseño de barras levantadoras. Por ejemplo, Rowland muestra una potencia máxima a $J = 0.42$ para un molino de 18 pies de diámetro interno, con bolas de 75 mm (3 pulgadas) en la recarga; lánas nuevas de onda simple dan 10% mayor potencia que la dada por la ecuación de Bond y lánas nuevas de doble onda dan 10% menos potencia que la dada por el cálculo de Bond. Rogers y colaboradores informaron sobre la diferencia en la ruptura normal (dominada por efecto de cascada) y ruptura anormal (dominada por catarata) producida por tres diferentes diseños de lánas en un molino de 0.9 m de diámetro, a un valor fijo de la fracción de velocidad crítica. Las Figuras 2.10, 2.11 y 2.12 dan sus resultados.

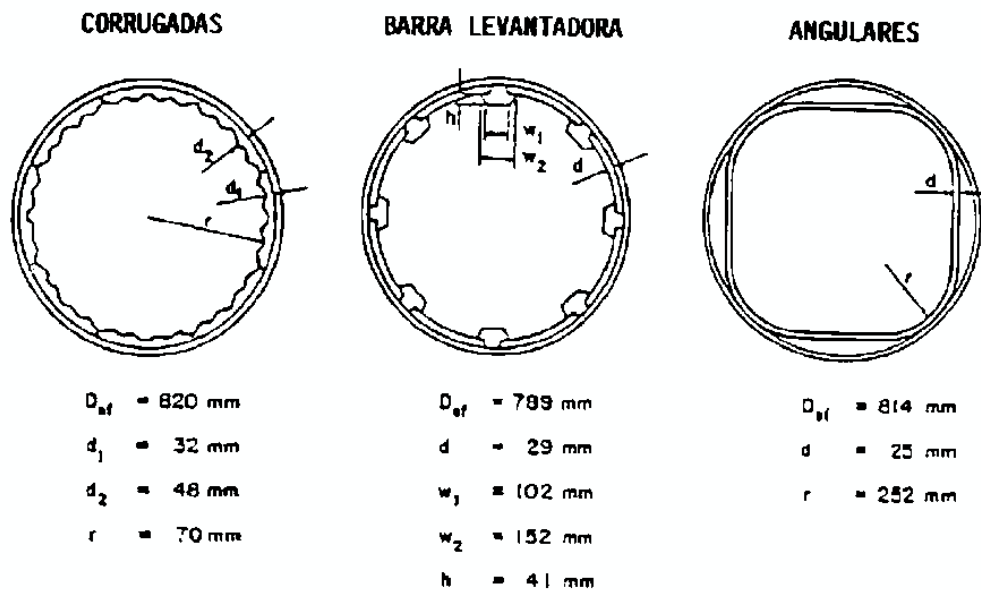


Figura N° 2.10: Vista a través de la sección y dimensiones para laines corrugadas, barras levantadoras y laines en espiral angular

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

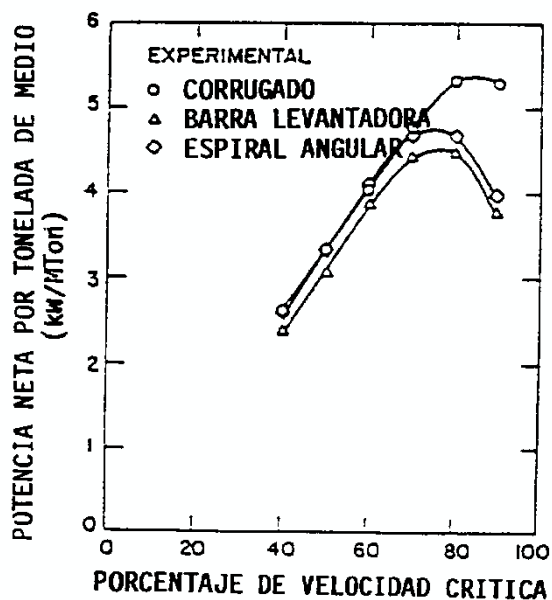


Figura N° 2.11: Potencia neta para un molino de bolas de 0.9m X 1.52 m con diferentes laines y operando con una carga de bolas del 35% (por volumen)

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

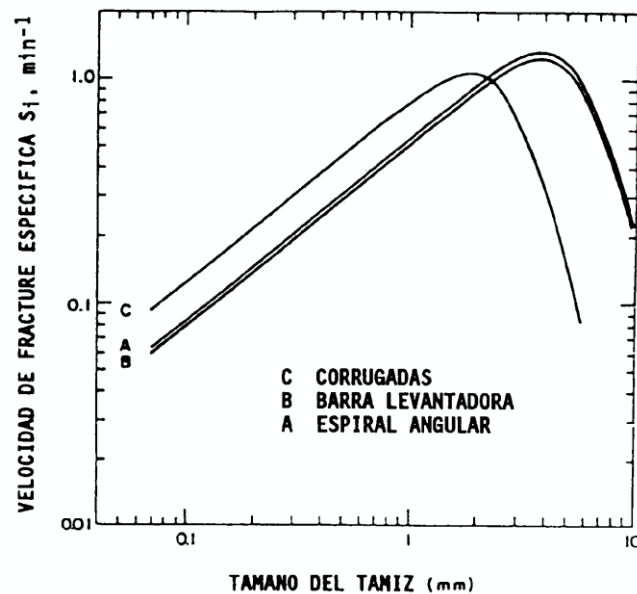


Figura N° 2.12: Velocidades de fractura específica para cuarzo molido en un molino de 0.9m X 1.42 m con lanas; (C) corrugadas , (B) barras levantadoras y (A) espiral – angular
 Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

A valores de 70% de la velocidad crítica, las lanas corrugadas y las angulares requirieron casi la misma potencia, pero la lana corrugada dio mayores velocidades de ruptura normal (más cascada) y menores velocidades de ruptura de tamaños grandes (menor catarata). Las barras levantadoras dieron menores potencias pero una ruptura igualmente efectiva que las lanas en espiral, a la velocidad indicada.

La Figura 2.13 muestra un efecto equivalente en un molino de laboratorio (molienda seca). Las bolas de mayor diámetro son menos propensas a caer en catarata por efecto del levantador, de modo que el molino presenta más cascada y menos catarata. Con las bolas más pequeñas ocurre lo contrario. Las bolas de mayor diámetro consumen un poco más potencia a las velocidades bajas que favorecen la cascada, mientras que las bolas más pequeñas muestran un mayor consumo de potencia a las velocidades mayores que favorecen la catarata.

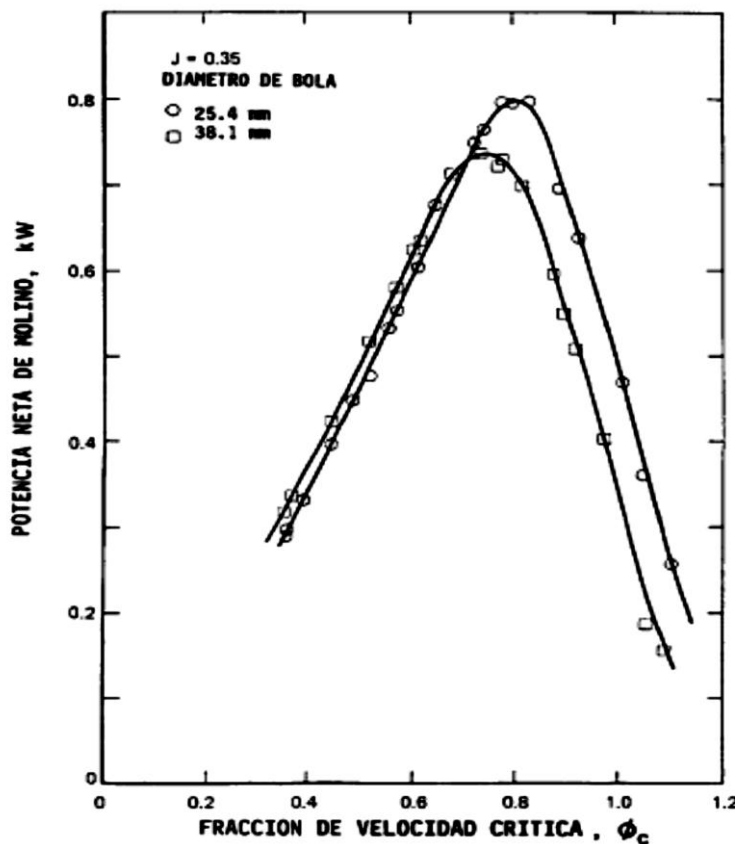


Figura N° 2.13: Variación de la potencia de un molino con la fracción de la velocidad crítica para un molino de laboratorio, con el tamaño de bola como parámetro ($D = 0.6m$, $J = 0.35$, $\varphi_c = 0.14$)

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

2.2.5 Modelamiento matemático de la molienda

Realizamos el modelamiento matemático para el molino de bolas de 12" X 12" de laboratorio. Como observamos anteriormente el variar las RPM (velocidad de giro del molino) varía la potencia consumida por el molino y la granulometría del mineral molido cambia entonces estas observaciones las describimos mediante fórmulas matemáticas y relacionamos la variación de las RPM con la variación de la granulometría del mineral molido.

Cuando realizamos la formulación del modelo matemático para el molino de bolas de 12" X 12" de laboratorio se identificó las características de quiebra del material

(Oblad A.E.,1994,pp.2 - 10). Estas características son: la tasa de quiebra, la distribución de los productos de quiebra y como las variables de operación influyen. Considere un conjunto de partículas de peso H. Caracterizado por una distribución granulométrica discreta. El i- esimo intervalo granulométrico contiene una fracción de peso H, m_i que se modifica durante el proceso de quiebra.

El balance poblacional conserva el número de partículas en todos los tamaños y por lo tanto el peso por intervalo granulométrico. Por este motivo el balance poblacional sirve para dar razón de la evolución de material en los intervalos granulométricos: (Oblad A.E.,1994, p2).

$$\frac{dHm_i}{dt} = B - D \dots(2.11)$$

Dónde: B representa la tasa de apareamiento y D representa la tasa de desaparecimiento de partículas a través de la quiebra. El desaparecimiento corresponde a la acción de quiebra de las partículas del tamaño-“i” donde las partículas salen del intervalo “i” y al mismo tiempo estos productos de quiebra del tamaño “i” aparecen en otros intervalos de tamaños menores.

La tasa de quiebra en aproximación, está considerada como un proceso de primer orden , donde la tasa de generación de las partículas quebradas es proporcional al peso del material contenido en el intervalo: (Oblad A.E.,1994, p2).

$$D = S_i H m_i \dots(2.12)$$

La constante S_i esta generalmente llamada (por motivos históricos) **la función selección** , pero debe ser reconocida como la tasa especifica de quiebra.

De otra manera la tasa de generación de material en el intervalo “i” a través de la entrada de productos de quiebra en los intervalos “j” de mayor tamaño ($j = i-1, i-2, \dots, 2, 1$) está representada por la siguiente expresión: (Oblad A.E.,1994, p2).

$$B = \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j H m_j \dots (2.13)$$

Donde b_{ij} es la fracción de partículas originalmente del tamaño “j” que después de la quiebra aparecen en el tamaño “i”.

Por lo tanto, la ecuación de quiebra (a veces llamada la ecuación de molienda intermitente) es: (Oblad A.E.,1994, p3).

$$\frac{dHm_i}{dt} = -S_i H m_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j H m_j \dots (2.14)$$

Esta ecuación acompaña el peso de partículas que entran y salen de cada intervalo como se ve en la figura 2.14 la tasa de quiebra para el i-esimo intervalo y la tasa de generación de los productos de quiebra son representadas por la i-esima columna. La tasa total de acumulación de material en el i-esimo intervalo (equivale a la ecuación 2.14) está representada por la i-esima línea de la figura 2.14.

La ecuación 2.14 define un sistema de n ecuaciones diferenciales que puede ser representado por una única ecuación matricial. Definiendo:

$$A = \begin{bmatrix} m_1 \\ m_2 \\ \vdots \\ m_{n-2} \\ m_{n-1} \\ m_n \end{bmatrix} \quad S = \begin{bmatrix} S_1 & 0 & 0 & \dots & 0 & 0 \\ 0 & S_2 & 0 & \dots & 0 & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots \\ 0 & 0 & 0 & S_{n-2} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & S_{n-1} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & S_n \end{bmatrix} \quad B = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & \dots & 0 & 0 \\ b_{21} & 0 & 0 & \dots & 0 & 0 \\ b_{31} & b_{32} & 0 & \ddots & \vdots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & 0 & 0 \\ b_{(n-1)1} & b_{(n-1)2} & \dots & b_{(n-1)(n-2)} & 0 & 0 \\ b_{n1} & b_{n2} & b_{n3} & b_{n(n-2)} & b_{n(n-1)} & 0 \end{bmatrix}$$

La ecuación 2.14 puede ser reescrita de manera matricial como:

(Oblad A.E.,1994, p3).

$$\frac{dHm}{dt} = -(I - B)Sm \dots (2.15)$$

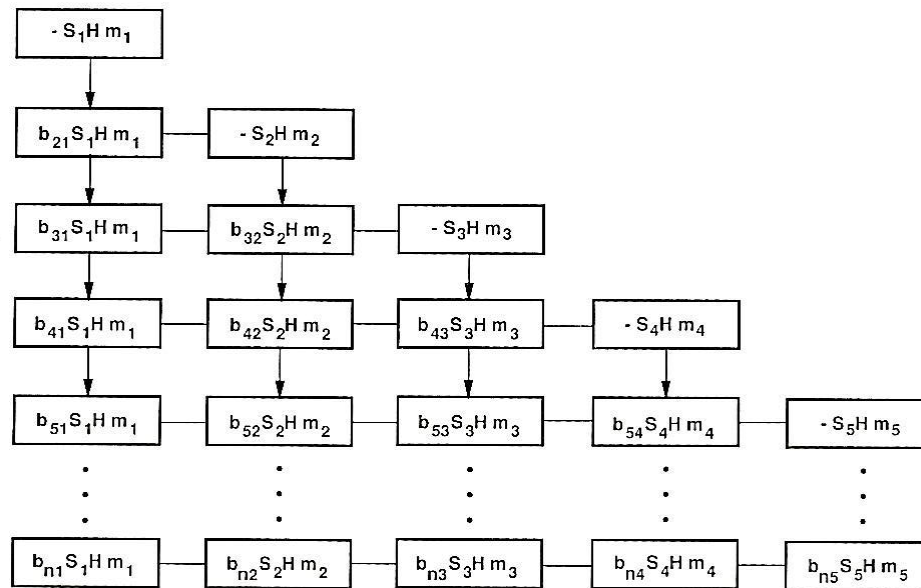


Figura N° 2.14: Representación de la tasa de quiebra y la acumulación de los productos de fractura

Fuente: Oblad A.E (1994)

Una solución analítica de la ecuación 2.15 es posible si S y B son constantes es decir formalmente invariantes con el tiempo: (Oblad A.E.,1994, p4).

$$m(t) = EXP(-(I - B) * S * t)m_0.....(2.16)$$

Donde m_0 es el vector de la granulometría inicial ($t = 0$) la ecuación 2.15 puede ser resuelta mediante la transformación de similaridad utilizando diagonalización (la forma de Jordan) y los vectores propios de la siguiente manera:

(Oblad A.E.,1994, p4).

$$m(t) = T J T^{-1}m_0.....(2.17)$$

Donde:

$$T_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ 1 & i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} \frac{b_{ik}S_k}{S_i - S_j} T_{kj} & i > j \end{cases}$$

$$J_{ij} = \begin{cases} 0 & i \neq j \\ \text{EXP}(-S_i t) & i = j \end{cases}$$

Por lo tanto para la molienda intermitente dadas:

- 1) La granulometría inicial
- 2) Las tasas específicas de quiebra S_i
- 3) La función de quiebra b_{ij}

Es posible predecir la granulometría del mineral en el molino después del tiempo t de molienda.

2.2.6 La linealidad de la cinética de quiebra

La solución de la ecuación de quiebra se basó en la condición de la invariancia en el tiempo de la tasa de quiebra y de la función de quiebra, es decir en la linealidad de la cinética de quiebra, en la verdad el tiempo no tiene nada que ver con el asunto de la linealidad lo que influye en la cinética de quiebra es el ambiente dentro del molino es decir la distribución granulométrica de las partículas y la riología de la pulpa en el molino que se modifican durante el proceso de molienda. El estado del ambiente en el molino tiene una cierta correspondencia con el tiempo.

La función de quiebra b_{ij} es casi invariante sobre una variación amplia de condiciones operacionales, pero la tasa de quiebra, S_i tiene una fuerte dependencia del ambiente del molino.

La ecuación de quiebra para un único intervalo de mineral, que inicialmente compone una fracción $m_1(0)$ del peso total del material, es: (Oblad A.E.,1994, p5).

$$\frac{dHm_1}{dt} = -SHm_1 \dots (2.18)$$

Con la solución: (Oblad A.E.,1994, p5)

$$.m_1(t) = m_1(0)EXP(-S_1t) \dots (2.19)$$

Por lo tanto si el logaritmo de la fracción del peso retenido en este tamaño esta ploteada versus el tiempo de molienda una línea recta debe resultar. La inclinación de la línea es la propia función selección o sea la tasa específica de quiebra. En la figura 3.8 podemos ver la determinación de la función selección S_i de caliza en el tamaño <m10, m14> molienda en seco

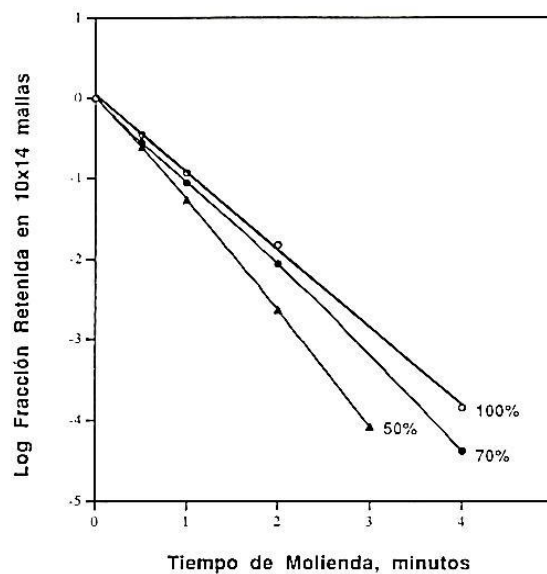


Figura N° 2.15: El efecto del porcentaje de solido en la molienda

Fuente: Oblad A.E (1994)

Además podemos ver que la función selección va a tener una relación con la energía consumida mediante: (Oblad A.E.,1994, p10).

$$S_i t = S_i^E E \dots (2.20)$$

Dónde:

S_i^E : Función selección normalizada con respecto a la energía

E : Energía específica

En la figura 2.16 podemos ver esta relación:

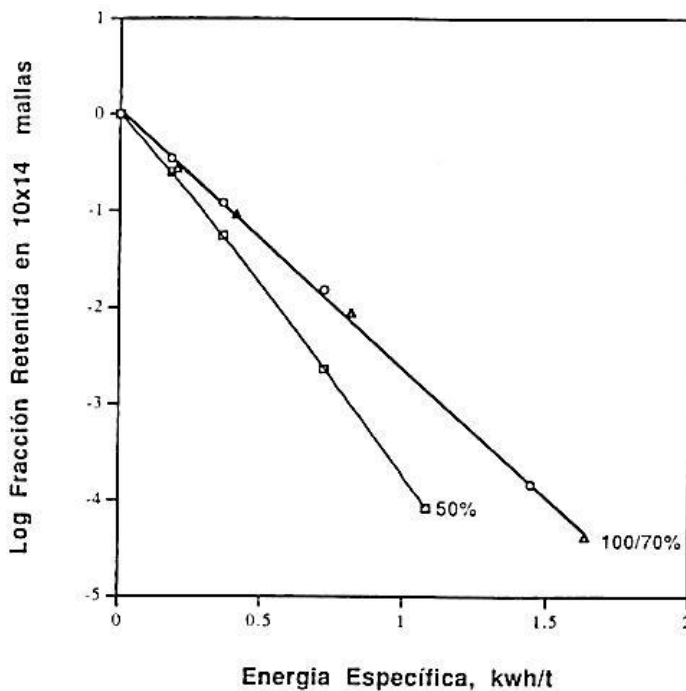


Figura N° 2.16: La cinética de molienda en función de la energía

Fuente: Oblad A.E (1994)

2.2.7 Derivación de un modelo matemático simplificado

En la práctica, dada la variabilidad que se observa a escala industrial tanto en las propiedades intrínsecas de los minerales como en las condiciones experimentales y resultados metalúrgicos de la operación resulta difícil evaluar la información experimental disponible, a objeto de controlar y lograr un mejor aprovechamiento de las instalaciones existentes la situación se torna aún más crítica si consideramos que generalmente no se dispone de toda la información requerida para una estimación confiable de cada uno de los parámetros involucrados en los distintos modelos descriptivos del proceso en cuestión. (Gutiérrez L, 1986, pp.112 - 114)

Tales razones han conducido al desarrollo de ecuaciones más simples que requieren de menor cantidad de información experimental para su aplicación y que para el caso específico de la molienda efectuada en molino de bolas, han demostrado ser lo suficientemente precisas proporcionando un grado aceptable de detalle para la mayoría de las aplicaciones industriales, ello ha facilitado enormemente la estimación de parámetros claves del modelo prescindiendo de otros que en la práctica resultan difíciles de evaluar.

Así para el caso de las moliendas por lotes (batch) y continua en molinos de bolas se han propuesto las siguientes ecuaciones, cuya aplicabilidad general ha demostrado ser incluso exitosa para otra gran variedad de equipos de conminución.

a) **Molienda por lotes (batch):** (Gutiérrez L, 1986, p.113)

$$[R_i(t)]_{batch} = [R_i(0)]_{batch} \exp(-S_i t) \dots (2.21)$$

o su forma equivalente

$$[R_i(\bar{E})]_{batch} = [R_i(0)]_{batch} \exp(-S_i^E \bar{E}) \dots (2.22)$$

Para los tamaños $i = 1, 2, 3, \dots, n$

b) **Molienda continua:** (Gutiérrez L, 1986, p.113)

$$R_{pi} = R_{Ai} \left[1 + \left(\frac{t}{N} \right) S_i \right]^{-N} \dots (2.23)$$

o su forma equivalente

$$R_{pi} = R_{Ai} \left[1 + \left(\frac{\bar{E}}{N} \right) S_i^E \right]^{-N} \dots (2.24)$$

Para los tamaños $i = 1, 2, 3, \dots, n$

Donde:

- $[R_i(t)]_{batch}$: Fracción acumulada en peso de material retenido sobre la i-esima malla del producto molido durante un tiempo t :0/1
- $[R_i(0)]_{batch}$: Fracción acumulada en peso de material retenido sobre la i-esima malla de la alimentación al molido durante un tiempo (t=0) :0/1
- R_{pi} : Fracción en peso acumulada retenida sobre la i-esima malla del producto de molienda en el estado estacionario:0/1
- R_{Ai} : Fracción en peso acumulada retenida sobre la i-esima malla de la alimentación al molino en el estado estacionario:0/1
- $[R_i(\bar{E})]_{batch}$: Fracción acumulada en peso de material retenido sobre la i-esima malla del producto molido pero considerando \bar{E} como variable independiente (S_i^E considerando la función selección específica de fractura):0/1
- S_i : Función selección de la i-esima fracción de tamaño [T^{-1}]
- S_i : Función selección específica de fractura de la i-esima fracción de tamaño ton/Kwh
- \bar{E} : Consumo específico de energía en la molienda: Kwh/ton (para el caso de la molienda continua, son los kwh consumidos por tonelada de sólidos alimentada al molino)
- N : Número de reactores perfectamente mezclados en serie (se puede aproximar por la razón Largo/ diámetro del molino cuando esta varía entre 1 y 2).

2.2.8 Determinación del Si variando las RPM para el molino de bolas de 12”X12” de laboratorio

Decimos que: *“La Reducción de tamaño en un intervalo de tamaño <i, i+1> se realiza de manera simultánea con la reducción del peso retenido en ese intervalo de tamaño <i, i+1> ambos cambios dependen del tiempo y la velocidad de giro del molino”* (Gutiérrez L, 1986, p.123 - 124) esta afirmación la deducimos matemáticamente y la probamos con las pruebas de laboratorio Para la determinación de la función selección se realizó lo siguiente:

De la ecuación 2.18 tenemos:

$$\frac{dHm_1}{dt} = -S_i Hm_1 \rightarrow \frac{dHm_1}{Hm_1} = -S_i dt \rightarrow \int_{M_0}^{M(t)} \frac{dHm_1}{Hm_1} = \int_0^t -S_i dt \dots \dots \dots (a)$$

Se tiene: P (Potencia Eléctrica) E (Energía Eléctrica)

$$P = \frac{dE}{dt} \dots \dots (b)$$

La ecuación diferencial de la conminucion (Quiroz I, 1986, p.53):

$$dE = -c dx/x^n \dots \dots \dots (2.25)$$

De la ecuación 2.25. tenemos:

$$dE = -c \frac{dx}{x^n} \rightarrow de (b) \rightarrow P dt = -c \frac{dx}{x^n} \rightarrow \int_{x_a}^{x_p} -c \frac{dx}{x^n} = \int_0^t -P dt \dots \dots (c)$$

Siendo x_a : tamaño del alimento y x_p : tamaño del producto

(a) + (c)

$$\int_{M_0}^{M(t)} \frac{dHm_1}{Hm_1} + \int_{x_a}^{x_p} -c \frac{dx}{x^n} = \int_0^t -S_i dt + \int_0^t -P dt$$

$$(\ln M(t) - \ln M(0)) + \frac{c}{n-1} (x_p^{-n+1} - x_a^{-n+1}) = (-S_i + P)t \dots \dots (2.26)$$

Se tiene que:

$n=1.5$ (según Bond); de la figura 2.53 (Gutiérrez L, 1986, p.99): $P = k_1 RPM$ y de

la figura 3.16 (Guerrero V.J, 2016, p.122): $S_i = k_2 RPM$

$$\ln\left(\frac{M(t)}{M(0)}\right) + 2c \left(\frac{1}{\sqrt[2]{x_p}} - \frac{1}{\sqrt[2]{x_a}} \right) = (-k_2 + k_1) * RPM * t$$

$$\rightarrow M(t) = M(0) * e^{-2c \left(\frac{1}{\sqrt[2]{x_p}} - \frac{1}{\sqrt[2]{x_a}} \right)} * e^{(-k_2 + k_1) * RPM * t} \dots \dots \dots (2.27)$$

Si consideramos:

$t = \text{cte. (tiempo de molienda)} \dots \dots (d)$

$$M'_{(0)} = M(0) * e^{-2c \left(\frac{1}{\sqrt[2]{x_p}} - \frac{1}{\sqrt[2]{x_a}} \right)} \dots \dots \dots (e)$$

$$-S_{i(rev)} = (-k_2 + k_1) * t \dots \dots \dots (f)$$

Reemplazando (d), (e) y (f) en (2.27)

$$M_{(RPM)} = M'_{(0)} * e^{-S_{i(rev)} * RPM} \dots \dots \dots (2.28)$$

La ecuación 2.28 es semejante a las ecuaciones 2.21 y 2.22 donde

$$S_{i(rev)} * RPM = S_i t \text{ y } M'_{(0)} \neq M(0)$$

Esta ecuación se utilizara con un tiempo de molienda constante; veamos las pruebas realizadas y la comprobación de esta fórmula.

2.3 EL CONTROL AUTOMÁTICO EN EL PROCESAMIENTO DE MINERALES

2.3.1 Conceptos básicos de Control Automático

Cuando se pretende que un dispositivo regule automáticamente una o más de las variables que intervienen en un proceso se dice que existe un sistema de control. Para

clarificar esta idea pongamos un ejemplo: supongamos que en una neutralización de aguas acidas por medio de adición de lechada de cal el PH cambia por adición de lechada de cal, el pH es medido con un electrodo de pH se regula por medio de la entrada de lechada de cal a través de una válvula, tal como lo señala la Figura 2.17. El pH del fluido a la salida del sedimentador se le denomina *variable de salida, medida o controlada*; a la entrada de lechada de cal *variable de entrada, manejada o manipulada* y a las demás variables que pueden modificar el funcionamiento del sistema, por ejemplo la concentración de cal en litro de solución , *variables de carga o perturbaciones*.

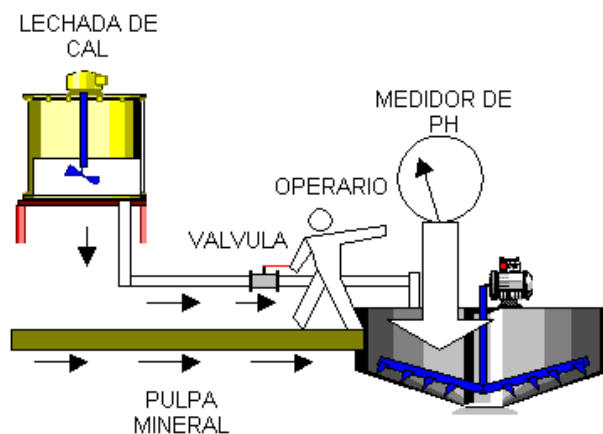


Figura N° 2.17: Neutralización de pH con un sensor de pH y actuador.

Fuente: Elaboración propia

- a) En primer lugar, el **PROCESO** o **PLANTA**, que es el conjunto de elementos físicos o químicos susceptibles de ser controlados, en este caso el sedimentador donde se realiza la neutralización propiamente dicha.
- b) El **SENSOR**, aquí el electrodo de pH, que es el encargado de medir la acidez que se quiere regular. Téngase siempre presente que es imposible controlar sin medir.

- c) El **ACTUADOR**, en nuestro ejemplo la válvula, el cual concreta la acción tendiente a modificar la variable salida.

Nótese que si la válvula está en una cierta posición, el pH de salida se ubicará en un valor determinado, pero si llega a existir alguna modificación en una variable de carga, por ejemplo la basicidad de la lechada de cal, el pH se modificará y será distinta de aquel valor en el que estaba originalmente. Se nota que el sistema es insensible a cualquier tipo de variación en las perturbaciones. Por esta "desconexión" entre el verdadero pH y la posición de la válvula se dice que el sistema está funcionando en *lazo abierto*.

¿Cómo haría un operador humano para mantener el pH en un valor predeterminado aunque existan perturbaciones? Simplemente debería permanecer observando continuamente el pHmetro; si el pH de salida baja -ya sea porque aumento la acidez de entrada del fluido, o aumentó el caudal, o por otra circunstancia-, debe inmediatamente abrir la válvula para que haya mayor entrada de lechada de cal al sedimentador. En caso contrario, debe cerrarla, para no elevar el pH al fluido, tratando siempre de mantener constante el pH de salida.

Se ha conformado lo que se denomina *un lazo cerrado*, término que hace referencia al hecho de que ahora la acción de control es dependiente de la variable de salida.

Un *Sistema Automático de Control* no hace más que reproducir el comportamiento del operador en forma automática, tal como se observa en la Figura 2.18 (Nótese el flujo de las flechas que señalan el lazo cerrado de control):

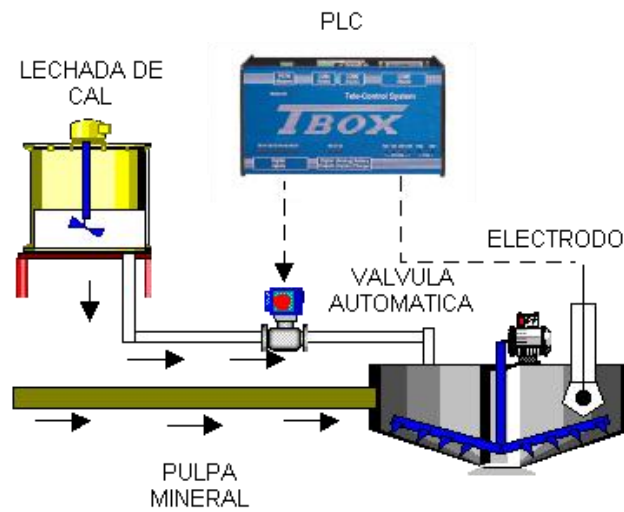


Figura N° 2.18: Lazo cerrado con un controlador automático

Fuente: Elaboración propia

Se puede apreciar la aparición de un nuevo elemento que hace las veces del operador, denominado **CONTROLADOR**.

Esquemáticamente, podemos representar cualquier sistema por medio de un diagrama de bloques, donde se puede notar nuevamente la conformación del lazo cerrado **PROCESO - SENSOR - CONTROLADOR - ACTUADOR**:

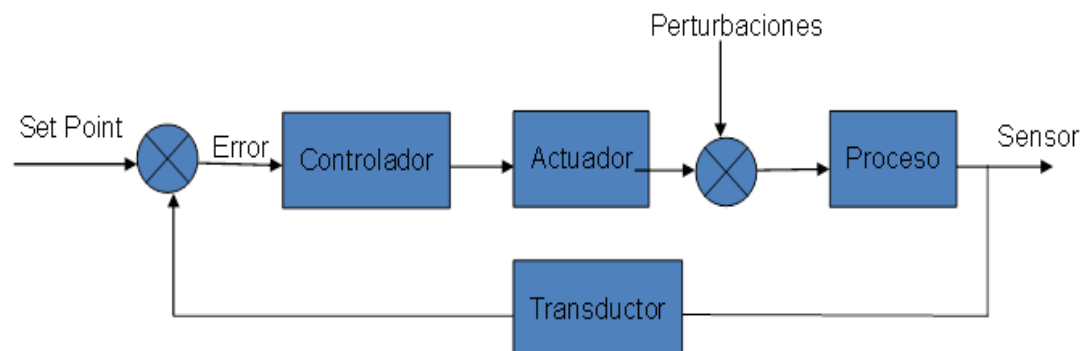


Figura N° 2.19: Diagrama de bloques de un sistema de control.

Fuente: Elaboración propia

Describiendo este esquema un poco más en detalle, dada una Referencia (o set point, en inglés), que no es más que el valor deseado de la variable de salida, se lo compara con la misma, de lo que resulta una señal error:

$$e = Ref - Salida.....(2.29)$$

Esta señal es usada por el controlador para calcular una acción de control, que es enviada al actuador; como ya vimos, éste último incide directamente sobre el proceso. La variable de salida es medida con un sensor primario y eventualmente transformada en una señal físicamente compatible con la referencia mediante un Transductor. Como se observa en la Figura 2.19, la variable medida es llevada "hacia atrás" en el sistema para ser comparada con la referencia, de donde surge el concepto de *retroalimentación* o *realimentación negativa (feedback)*. **Esta idea de medir la variable, y realimentarla para efectuar una comparación y saber cuán alejados estamos del valor deseado es el concepto fundamental de todo sistema de control.**

Una solución semejante se le puede dar al problema de la molienda semiautogena, donde se actúa según la potencia consumida por el molino:

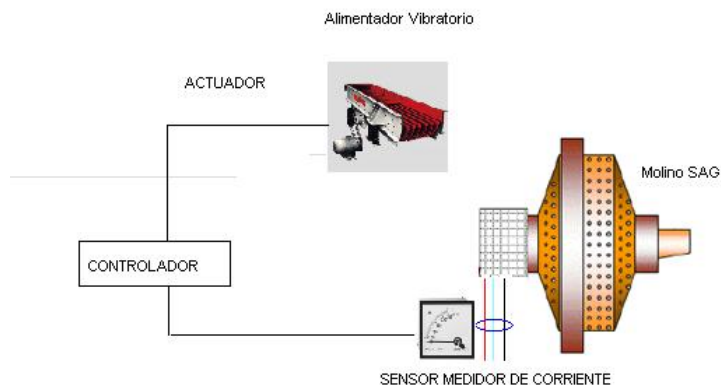


Figura N° 2.20: Sistema de control para un molino semiautogena.

Fuente: Elaboración propia

A los fines de medir la potencia consumida por el molino, se instala habitualmente un sensor de la corriente consumida por el motor, lo que se constituye en la **variable medida** del sistema. Por lo tanto, la **referencia** deberá expresarse en las mismas unidades que estamos midiendo, es decir Ampér. Verbalmente, se puede expresar la referencia como "*deseo que el motor trabaje a 150A*", por ejemplo.

El controlador calculará la diferencia entre lo que se le pide en Amperes y lo que actualmente consume el motor, y actuará en consecuencia modificando la **acción de control**, que es la señal que comanda al variador de velocidad: si el motor consume menos de lo que se le pide, aumentará el tonelaje ingresado, y viceversa.

Observe el lazo de control que se forma en el caso anterior, explicitado con una línea naranja en la Figura 2.21:

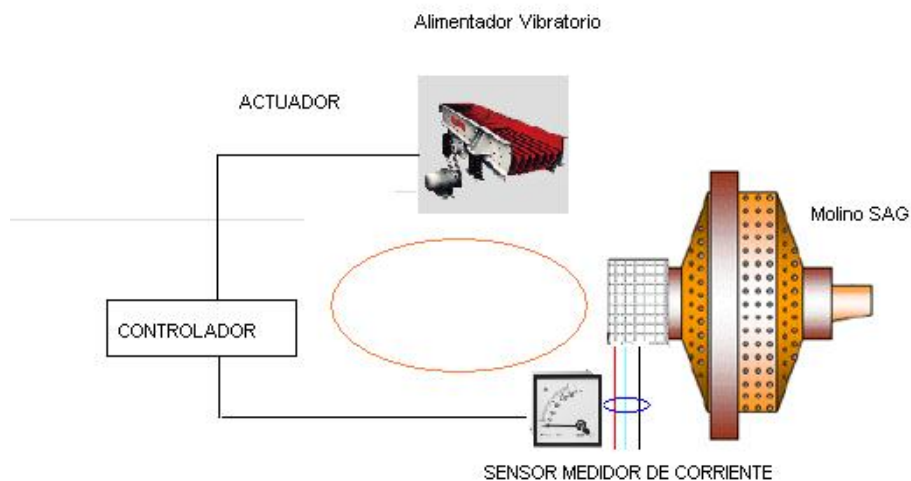


Figura N° 2.21: Lazo de control en el ejemplo del molino.

Fuente: Elaboración propia

2.4 CONTROL AUTOMÁTICO POR LÓGICA DIFUSA

Los años 60's fue el surgimiento de la teoría de la lógica difusa, debido a Lotfi Zadeh, quien enfatiza, en que el punto primordial de la lógica difusa es proveer un

sistema formal, computacionalmente provisto de conceptos y técnicas para tratar con modos de razonamiento, los cuales son aproximados en lugar de exactos. En la lógica difusa se puede ver que todo está en términos de grado de pertenencia a un conjunto. La lógica difusa se ha convertido en una de las disciplinas matemáticas con gran aplicación en la actualidad tales como: lavadoras de ropa, sistema de frenos en trenes, sistemas de aire acondicionado, procesado de imágenes, etc. Las principales razones son, la sencillez conceptual de los sistemas basados en lógica difusa, su facilidad para adaptarse a casos particulares, su habilidad para combinar en forma unificada expresiones lingüísticas con datos numéricos, y el no requerir de algoritmos muy sofisticados para su implementación.

La lógica difusa se basa en la relatividad de lo observado. Proporciona una manera simple de obtener una conclusión a partir de una información de entrada ambigua. Se adapta mejor al mundo real en el que vivimos, e incluso puede funcionar con nuestras expresiones, del tipo “hace mucho calor”, “no es muy alto”, “el ritmo del corazón está un poco acelerado”, etc. La clave de esta adaptación al lenguaje se basa en comprender los cuantificadores de nuestro lenguaje, por ejemplo, “mucho”, “medio”, “bajo” y “muy bajo”. La lógica difusa puede entenderse como la posibilidad de asignar más valores de verdad o falsedad a los resultados de “falso” y “verdadero”. El objetivo de todo sistema manejador de una lógica difusa es describir los grados de los enunciados de salida en términos de los de entrada.

2.4.1 Conjuntos difusos

Una buena estrategia para representar la teoría de conjuntos difusos, consiste en recordar algunos aspectos de la teoría de conjuntos clásicos, y a partir de allí hacer una extensión a los conjuntos difusos.

Un conjunto clásico se define como una colección de elementos que existen dentro de un universo, cada uno de los elementos del universo pertenece o no a un determinado conjunto. Por lo tanto, cada conjunto puede definirse completamente por una función de pertenencia, que opera sobre los elementos del universo, y que le asigna un valor de 1 si el elemento pertenece al conjunto y de 0 si no pertenece.

Ahora bien, un conjunto difuso se define de forma similar, con una diferencia conceptual importante: un elemento puede pertenecer parcialmente a un conjunto. De esta forma, un conjunto difuso que existe dentro del universo, se define como todos aquellos elementos que pueden ser calificados mediante un grado de pertenencia. Este grado de pertenencia se define mediante la función característica asociada al conjunto difuso: para cada valor que puede tomar la variable. La función característica $\mu_A(x)$ proporciona el grado de pertenencia de ese valor x al conjunto difuso A , definido como: (Jimenez,2012, p.11)

$$A = \{x, \mu_A(x) / x \in U\} \dots \dots \dots (2.30)$$

Donde U es el universo de discurso continuo (por ejemplo, todos los números reales: $U = \mathbb{R}$). Las primeras diferencias que se hacen evidentes entre los conjuntos clásicos y los conjuntos difusos son las siguientes:

- La función de pertenencia asociada a los conjuntos clásicos sólo pueden tener dos valores: 0 ó 1, mientras que en los conjuntos difusos pueden tener cualquier valor entre 0 y 1.
- Un elemento puede pertenecer (parcialmente) a un conjunto difuso y simultáneamente pertenecer (parcialmente) al complemento de dicho conjunto. Lo anterior no es posible en los conjuntos clásicos, ya que constituiría una violación al principio del tercer excluido.

Visto desde esta perspectiva se puede considerar que la lógica clásica es un caso límite de la lógica difusa. Así pues los conjuntos difusos pueden ser considerados como una generalización de los conjuntos clásicos, como se representa conceptualmente en la Figura 2.22. (Jimenez,2012, p.12)

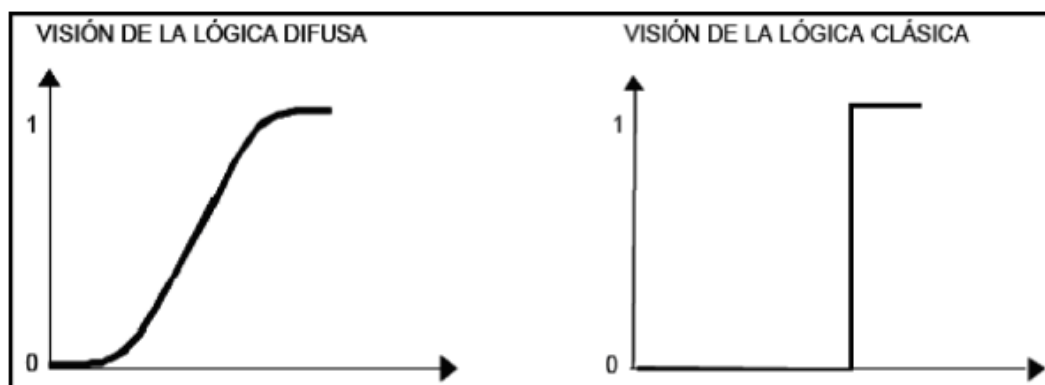


Figura N° 2.22: Lógica difusa vs lógica clásica.

Fuente: Jiménez E.I (2012)

Esta lógica permite tratar información imprecisa, como estatura alta, media o baja de una persona. Así, por ejemplo (Figura 2.23), un individuo es bajo si se tiene una estatura inferior a 1.60 metros, un individuo es mediano, si tiene una estatura superior a 1.60 metros e inferior a 1.80 metros y un individuo es alto, si tiene una

estatura superior o igual a 1.80 metros, con lo que se lograría una clasificación en conjuntos clásicos. Sin embargo, qué tan grande es la diferencia que existe entre dos individuos, uno con estatura de 1.79 metros y otro de 1.80 metros; este centímetro de diferencia quizás no represente en la práctica algo significativo, y a pesar de eso los dos individuos han quedado rotulados con etiquetas distintas: uno es mediano y el otro es alto. Si se optase por efectuar la misma clasificación con conjuntos difusos estos cambios abruptos se evitarían, debido a que las fronteras entre los conjuntos permitirían cambios graduales en la clasificación. (Jiménez, 2012, pag.12)

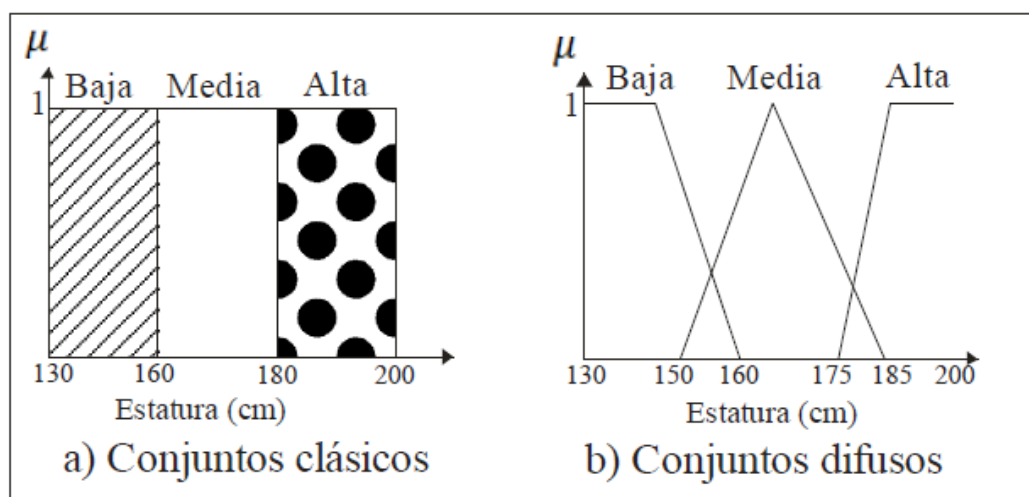


Figura N° 2.23: Conjuntos difusos para la variable estatura

Fuente: Jiménez E.I (2012)

A continuación describiremos algunos conceptos importantes:

- **Etiqueta.** Nombre descriptivo usado para identificar un conjunto difuso.
- **Variable lingüística.** Es aquella que puede tomar por valor términos del lenguaje natural, como, mucho, poco, positivo, negativo, etc., que son los calificativos que desempeñan el papel de etiquetas en un conjunto borroso.

- **Universo de discurso.** Rango de todos los valores posibles aplicados a una variable lingüística.

Funciones de pertenencia

Como ya se mencionó anteriormente la teoría de conjuntos difusos contempla la pertenencia parcial de un elemento a un conjunto. Este grado de pertenencia se define mediante una función característica asociada al conjunto difuso, llamada función de membresía o pertenencia. Así, si se define un conjunto difuso “A” con n elementos: la función de membresía quedaría definida por $U_A(x)$ donde para cada valor que pueda tomar un elemento o variable de entrada, la función de membresía $U_A(x)$ proporciona el grado de pertenencia de este valor de x al conjunto difuso A . La única condición que deben de cumplir es que $U_A(x) \in [0,1]$. Muchos conceptos de teoría clásica de conjuntos se pueden hacer extensivos a los conjuntos difusos, otros son exclusivos e inherentes a la teoría de conjuntos difusos. A continuación se muestran algunos de los más utilizados:

- El soporte de un conjunto difuso A en el universo de discurso U es un conjunto “crisp” (numérico) que contiene todos los elementos de U que tienen un valor de pertenencia mayor a cero en A , esto es: (Jimenez,2012, p.13)

$$\text{sop}(x) = \{x \in U \mid U_A(x) > 0\} \dots\dots(2.31)$$

- Si el soporte de un conjunto difuso no contiene ningún elemento, se tiene un conjunto difuso vacío. Si el soporte de un conjunto difuso es solo un punto, se tiene lo que se conoce como “singleton” difuso.

- El punto de cruce de un conjunto difuso, es el punto donde $U_A(x) = 0.5$.
- Dos conjuntos difusos **A** y **B** son iguales si y sólo si sus funciones de pertenencia $U_A(x)$ y $U_B(x)$ son iguales.

La forma de la función de membresía utilizada, depende del criterio aplicado en la resolución de cada problema y varía en la experiencia del usuario. Existen varios tipos de funciones de membresía como: singleton, triangular, trapezoidal, pi, monótonica, S, gama, gaussiana o forma de campana, y sigmoïdal, pero las más utilizadas por su simplicidad matemática y operación son: triangular, forma de campana, monótonica y trapezoidal, como se muestra en la Figura 2.24. (Jiménez, 2012, p.13)

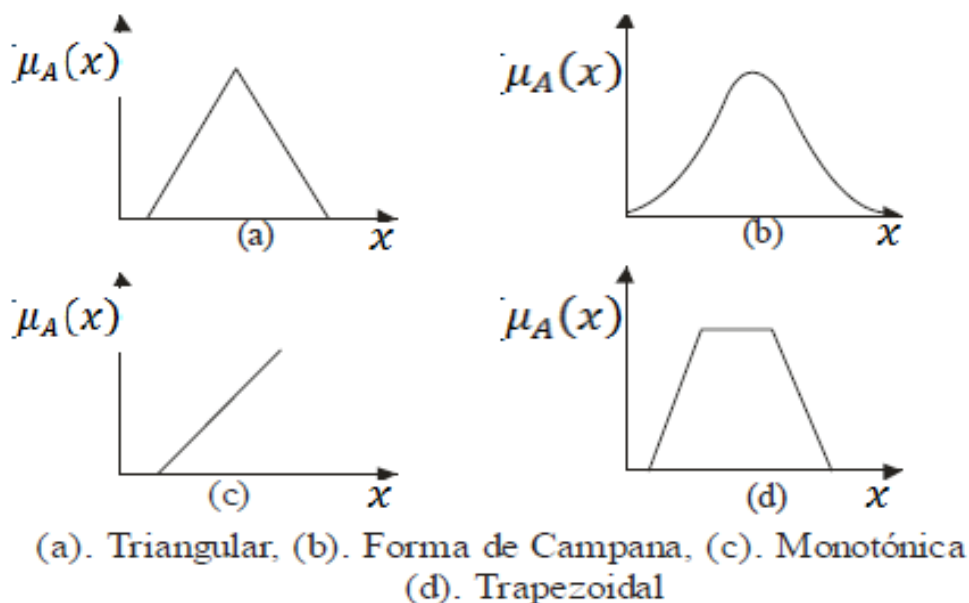


Figura N° 2.24: Funciones típicas de membresía.

Fuente: Jiménez E.I (2012)

El número de funciones de membresía depende del diseñador. A mayor número de funciones tendremos mayor resolución, pero también mayor complejidad

computacional, por lo que se recomienda un número impar, de 3 a 7, con un solapamiento del 20% al 50%.

2.4.2 Operaciones entre conjuntos difusos

A los conjuntos difusos se les puede aplicar determinados operadores, o bien pueden realizarse operaciones entre ellos. Para los conjuntos difusos existen varias operaciones, pero sólo describiremos las más utilizadas que son: unión, intersección y complemento. Antes de introducir las operaciones de los conjuntos difusos, definiremos lo que es un subconjunto difuso. (Jiménez, 2012,p.14)

- **Definición 1** (Subconjunto o contención): Para dos conjuntos difusos A y B sobre el mismo universo de discurso y con funciones de pertenencia $\mu_A(x)$ y $\mu_B(x)$. se dice que el conjunto difuso A está contenido en el conjunto difuso B, si y solamente si $\mu_A(x) \leq \mu_B(x)$ Es decir:

$$A \subseteq B \Leftrightarrow \mu_A(x) \leq \mu_B(x)$$

- **Definición 2** (Unión): Para dos conjuntos difusos A y B sobre el mismo universo de discurso y con funciones de pertenencia $\mu_A(x)$ y $\mu_B(x)$. Se dice que el resultado de efectuar la operación de unión entre estos dos conjuntos (que en lógica binaria es el equivalente de una operación OR) es un nuevo conjunto difuso A U B definido sobre el mismo universo y con función de pertenencia $\mu_{A \cup B}(x)$ dada por:

$$\mu_{A \cup B}(x) = \max[\mu_A(x), \mu_B(x)]$$

- **Definición 3** (Intersección): Para dos conjuntos difusos A y B definidos sobre el mismo universo de discurso y con funciones de pertenencia $\mu_A(x)$ y $\mu_B(x)$. se dice que el resultado de efectuar la operación de intersección entre estos dos conjuntos (que en lógica binaria es el equivalente de una operación AND) es un nuevo conjunto difuso $A \cap B$ definido sobre el mismo universo y con función de pertenencia $\mu_{A \cap B}(x)$ dada por:

$$\mu_{A \cap B}(x) = \min[\mu_A(x), \mu_B(x)]$$

- **Definición 4** (Complemento): Para un conjunto difuso A definidos sobre un universo de discurso U y cuya función de pertenencia $\mu_A(x)$. se dice que el resultado de efectuar la operación de complemento (que en lógica binaria es el equivalente de una operación NOT) es un nuevo conjunto difuso A' definido sobre el mismo universo y con función de pertenencia $\mu_{A'}(x)$ dada por:

$$\mu_{A'}(x) = 1 - [\mu_A(x)]$$

2.4.3 Fusificación

En esta etapa se transforman los parámetros físicos de un sistema en variables difusas, donde a cada variable física se le asigna un grado de pertenencia en cada uno de los conjuntos difusos que se han considerado, mediante las funciones de membresía asociadas a estos conjuntos difusos.

El primer paso en la fusificación es dividir el universo de discurso, asignando etiquetas en cada variable difusa. Después, se establecen las funciones de membresía

para dar significado numérico a cada etiqueta. En el proceso, las funciones de membresía definidas sobre las variables de entrada mapean a los datos presentes para determinar el grado de pertenencia.

Por ejemplo, en la Figura 2.25, los valores difusos de la variable lingüística o variable difusa temperatura podrían ser BAJO, MEDIO y ALTO; estos argumentos se conocen como valores difusos, cada uno de ellos está modelado por su propia función de pertenencia (Figura 2.26) (Jiménez, 2012, p.15)

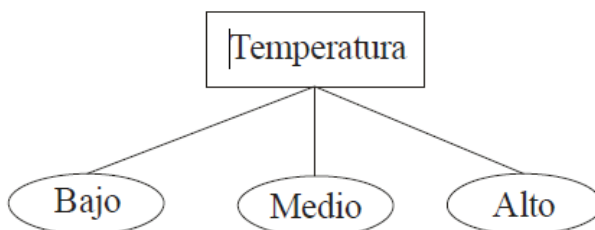


Figura N° 2.25: Variable lingüística

Fuente: Jiménez E.I (2012)

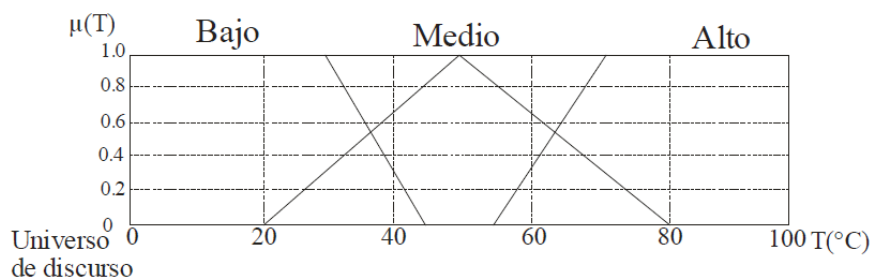


Figura N° 2.26: Variable fusificada

Fuente: Jiménez E.I (2012)

2.4.4 Base de conocimiento

Comprende un conocimiento del dominio de aplicación. La base del conocimiento de un sistema difuso consiste de dos componentes: una base de datos y una base de reglas del comportamiento del sistema. Las bases de datos contienen la definición

lingüística de las variables tanto de entrada como de salida. Define la semántica de cada variable lingüística.

Las bases de reglas combinan uno o más conjuntos difusos de entrada, llamados antecedentes o premisas, y les asocian un conjunto difuso de salida, llamado consecuente o consecuencia.

IF premisa (antecedente) THEN conclusión (consecuentes)

Los conjuntos difusos de la premisa se asocian mediante conjuntivas lógicas como (AND) y (OR). Esto permite expresar el conocimiento del que se dispone sobre la relación entre antecedentes y consecuentes mediante implicaciones difusas. Para expresar este conocimiento de forma completa, normalmente se precisa de varias reglas que se agrupan como una tabla de reglas o bien como una memoria asociativa difusa o FAM. Las FAM son matrices que representan la consecuencia de cada regla definida para cada combinación de dos entradas.

Existen diversas formas de derivar las reglas, entre las que destacan las basadas en:

La experiencia de expertos y el conocimiento de ingeniería de control. La base de reglas se determina a partir de observar y analizar la forma en que el operador maneja el sistema.

La modelación del proceso. Los parámetros de la base de conocimiento se obtienen a partir de datos de entrada y salida del proceso.

2.4.5 Inferencia difusa

La inferencia lógica se ocupa del razonamiento formal con proposiciones, pero a diferencia de la lógica clásica, los valores de las proposiciones pueden tomar valores intermedios entre verdadero y falso.

En lógica difusa el razonamiento no es preciso, sino aproximado, lo cual quiere decir que se puede inferir de una regla una conclusión, aunque el antecedente (premisa) no se cumpla plenamente.

Existen dos métodos básicos de inferencia entre reglas o leyes de inferencia, *modus ponens* generalizado (GMP) y el *modus tolens* generalizado (GMT), que representan extensiones o generalizaciones del razonamiento clásico. Para llevar a cabo la inferencia, se utilizan dispositivos de inferencia difusa, estos interpretan las reglas de tipo **If-then** de una base de reglas, con el fin de obtener los valores de salida a partir de los actuales valores de las variables lingüísticas de entrada al sistema.

Motor de inferencia

Realiza la tarea de calcular las variables de salida a partir de las variables de entrada difusas, mediante el uso de la inferencia difusa, apoyada en la base de conocimiento, entregando conjuntos difusos de salida (Figura 2.27). La secuencia de cálculos que realiza el motor de inferencia incluye: (Jiménez, 2012, p.16)

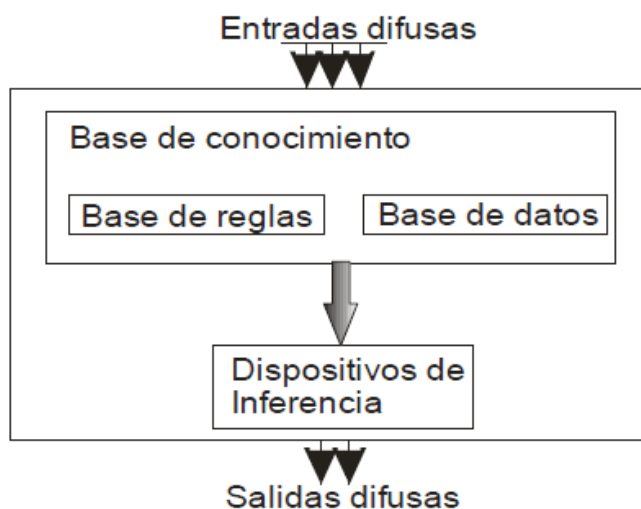


Figura N° 2.27: Máquina de inferencia difusa

Fuente: Jiménez E.I (2012)

- Determina el grado de cumplimiento de cada regla a partir de los grados de pertenencia de las variables de entrada obtenidas en la fusificación.
- Utiliza un dispositivo de inferencia para interpretar la base de reglas y de datos.
- Genera una salida difusa, que es un conjunto difuso salida B', siendo éste la unión de los m conjuntos difusos mostrados en la siguiente ecuación. (ref. [12] pag.16)

$$\mu_{B'}(y) = \mu_{B^1}(y) + \dots + \mu_{B^m}(y) \dots \dots (2.32)$$

2.4.6 Defusificación

Es el bloque que a partir del conjunto difuso obtenido por la máquina de inferencia difusa, y mediante métodos matemáticos de defusificación lo transforma a un valor no difuso, definido como Y*. Para realizar esta tarea se utilizan diversos métodos.

Sea B' un conjunto difuso definido sobre un universo de discurso U, y cuya función de pertenencia del conjunto de salida B' es $U_{B'}(y) > 0$.

- a) **Defusificación por el método del máximo (CoM).** Es el caso en donde la función característica del conjunto difuso tiene su máximo valor, tomando ese valor como salida, mostrado en la siguiente ecuación, véase Figura 2.28. (Jiménez ,2012,p.17)

$$\mu_{B'}(y^*) \leq \mu_{B'}(y) \dots \dots \dots (2.33)$$

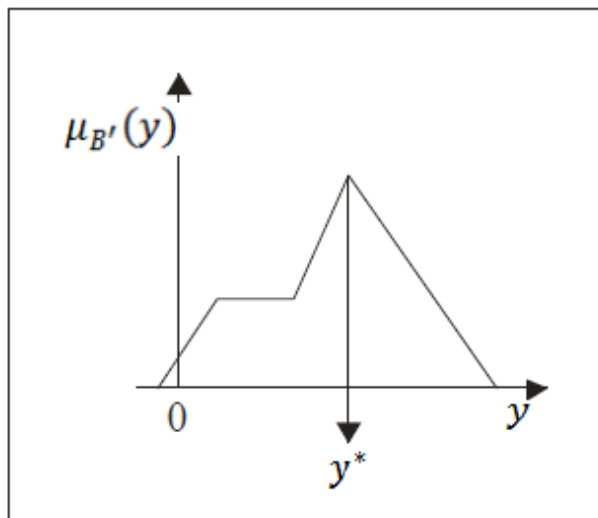


Figura N° 2.28: Método Max

Fuente: Jiménez E.I (2012)

- b) Defusificación por el método del centroide o centro de área (CoG)** (ecuación 2.34). Se calcula el centro de gravedad del área limitada por la curva de la función de membresía véase Figura 2.29. (Jiménez , 2012, p.17)

$$y^* = \frac{\int \mu_{B'}(y) \cdot y dy}{\int \mu_{B'}(y) dy} \dots\dots\dots(2.34)$$

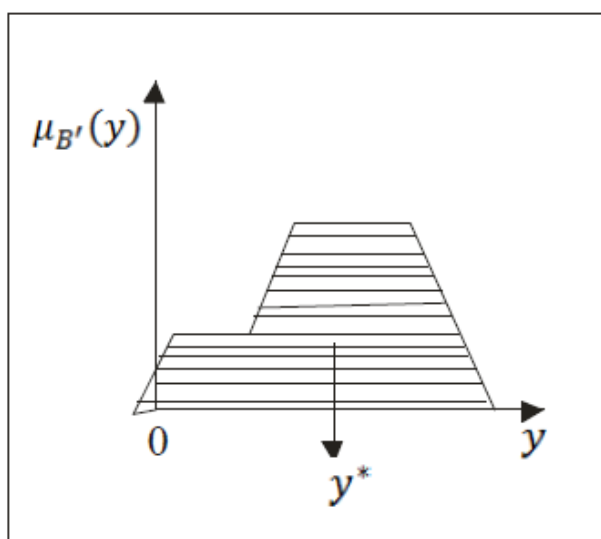


Figura N° 2.29: Método de centroide

Fuente: Jiménez E.I (2012)

- c) **Media de máximos (MoM).** La salida está definida por la ecuación 2.35, en donde y es el valor medio de los puntos de máximo grado de pertenencia de la función de membresía. (Jiménez, 2012, p.16)

$$y^* = \frac{\sum_i^n \bar{y}_i}{n} \dots \dots \dots (2.35)$$

Por ejemplo, en la figura 2.30 la salida defusificada sería $y^* = \frac{a+b}{2}$

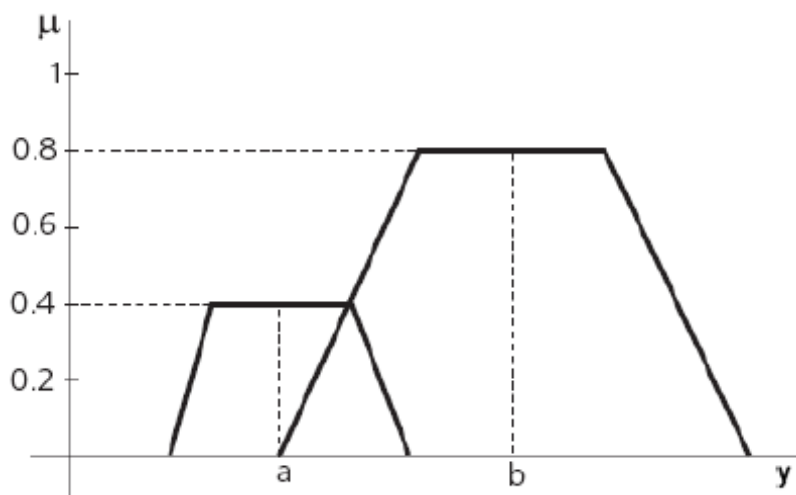


Figura N° 2.30: Media de máximos

Fuente: Jiménez E.I (2012)

2.4.7 Control difuso

El control de sistemas utilizando lógica difusa es una de las aplicaciones más interesantes de la teoría difusa, en el diseño de sistemas de control, a partir de unas entradas se deben generar unas salidas para actuar sobre determinados mecanismos.

La lógica difusa comenzó a utilizarse en controladores por su simplicidad, ya que no requiere de operaciones matemáticas complejas, permitiendo cambiar el diseño mediante la descripción del funcionamiento con lenguaje natural.

Los controladores difusos simples por lo general se representan como se muestra en la Figura 2.31, en donde sus partes interactúan de la siguiente manera: el bloque de interfaz de Fusificación se encarga de convertir las entradas R (referencia) y señal del sensor en conjuntos difusos, apoyado por el módulo de base de conocimiento, el cual contiene el conocimiento sobre las entradas y salidas difusas; las entradas fusificadas son entregadas al bloque de motor de inferencia, este bloque, apoyado en un conjunto de reglas de la forma **If...then...** almacenadas en la base de reglas, produce varios conjuntos difusos para que el bloque de interfaz de defusificación los tome y los convierta en salidas no difusas, aptas para la planta (A). (Jiménez, 2012, p.19)

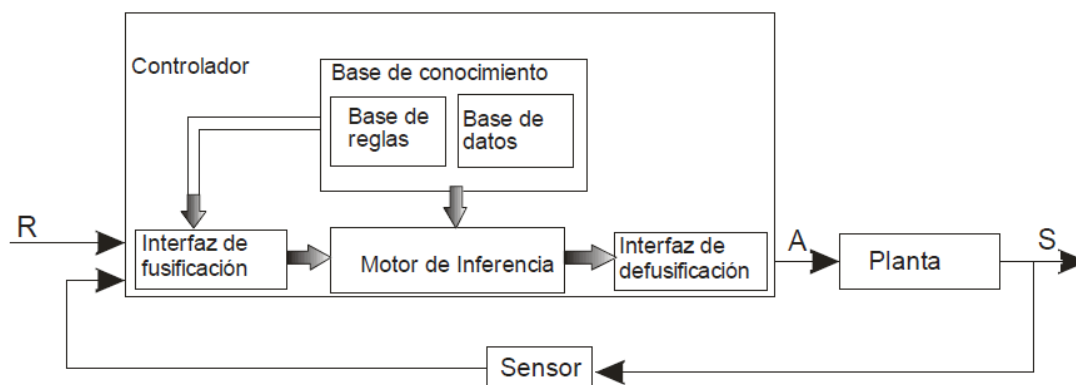


Figura N° 2.31: Controlador difuso

Fuente: Jiménez E.I (2012)

Los controladores difusos se pueden clasificar basados en sus reglas de inferencia en dos tipos:

- Controlador tipo Tagaki-Sugeno
- Controlador Mandani

El controlador Mandani sigue las siguientes reglas:

Sean A^t_1 , A^t_n y B^t conjuntos difusos sobre un universo de discurso U , y

$x = (x_1 \dots x_n)^t \in U_1 \dots U_n$ son las entradas, mientras que y es la salida del sistema difuso. Si llamamos M al número de reglas IF- THEN de la base, entonces:

$$\text{if } x_1 \text{ es } A_1^1 \text{ and } x_2 \text{ es } A_2^1 \dots \text{ and } x_n \text{ es } A_n^1 \text{ THEN } y \text{ es } B^1 \dots (2.36)$$

En la definición $l = 1, 2, \dots, M$ se dice que si un elemento x_1 presenta un grado de pertenencia mayor a cero para el conjunto A_1^l de la regla l , un elemento x_2 presenta un grado de pertenencia mayor a cero para el conjunto A_2^l así sucesivamente, entonces la salida es un elemento R con un grado de pertenencia al conjunto B^l mayor a cero.

En los controladores de Takagi-Sugeno (definición 2.2) la función de salida es una combinación lineal de las variables de entrada, o en un caso más general, una función genérica de las variables de entrada.

$$\text{if } x_1 \text{ es } A_1^l \text{ and } x_2 \text{ es } A_2^l \dots \text{ and } x_n \text{ es } A_n^l \text{ THEN } y^l = f^l(x) \dots (2.37)$$

Los sistemas difusos con n entradas y una sola salida, se conocen como MISO (*Multiple Input Single Output*), mientras que los que tienen varias salidas se conocen como MIMO (*Multiple Input Multiple Output*).

La arquitectura del control a utilizar depende de la aplicación concreta. No resulta fácil realizar una clasificación genérica de todas las arquitecturas posibles de controladores basados en lógica difusa, no obstante, consideraremos los siguientes tres grandes grupos de controladores. Controladores difusos directos sin optimización. La estructura típica consiste en un preprocesado de las variables de entrada y un postprocesado de la salida del controlador, con el fin de adecuarla al

proceso que se ha de controlar El tipo de preprocesado de las entradas define la clase de controlador, en este sentido, los tipos más usuales de controlador son:

- 1) Controlador proporcional : $X = f(e)$
- 2) Controlador Integral : $X = f(s)$
- 3) Proporcional derivativo : $X = f(e, \Delta e)$
- 4) Proporcional integral : $X = f(e, s)$
- 5) Con realimentacion no lineal : $X = f(R, S)$

En las expresiones anteriores se denota con e el error, con Δe su derivada y con s su integral. R representa las variables de control y k las salidas.

Estos controladores permiten realizar control de sistemas utilizando una descripción lingüística de las reglas de control. Estas reglas han de obtenerse del conocimiento que disponen los expertos sobre el control del sistema, o bien por procedimientos heurísticos.

Controladores difusos directos con optimización. Éstos parten de la estructura de los controladores difusos directos sin optimización, añadiendo elementos que permiten ajustar sus parámetros internos con el fin de mejorar su eficiencia. Según el tipo de ajuste se distinguen diversos tipos de optimizaciones:

- a) Controladores difusos auto-organizados
- b) Controladores difusos con auto-aprendizaje
- c) Controladores basados en modelado difuso

Controladores difusos híbridos. Son aquellos controladores formados por dos controladores interconectados, de los cuales uno es convencional (como los PID) y el

otro es difuso. El primero se encarga básicamente del control, garantizando un comportamiento estable, mientras que el controlador difuso actúa en paralelo, introduciendo el componente heurístico en el proceso. Este segundo controlador difuso, también puede emplearse para el ajuste de los parámetros del controlador convencional.

2.5 HIPÓTESIS

2.5.1 Hipótesis General

La reducción del consumo de energía eléctrica en el molino de bolas se puede lograr mediante el control automático de la velocidad de rotación del molino manteniendo el P80 adecuado.

2.5.2 Hipótesis Específicas

- a) El sistema de control automático de velocidad del molino genera que el consumo de energía se reduzcan
- b) El sistema de control automático de velocidad del molino mantiene el P80 ante cualquier cambio de la especie mineral a moler

2.6 VARIABLES E INDICADORES

2.6.1 Variables

2.6.1.1 Variable Independiente:

X1: Un sistema de control automático

2.6.1.2 Variable Dependiente:

Y1: Reducción del consumo de energía eléctrica en el molino de bolas

2.6.2 Indicadores

- Consumo de energía eléctrica
- Respuesta del sistema de control automático para la velocidad del molino de bolas

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se presenta como fue el tipo de investigación la metodología y los procedimientos para realizar de manera sistemática esta investigación.

3.1 Tipo de Investigación

El tipo de investigación es experimental tecnológica por que estudia las relaciones de causalidad utilizando la metodología experimental con la finalidad de controlar el fenómeno en estudio además decimos que es tecnológica porque responde a problemas técnicos y está orientada a demostrar la validez de ciertas técnicas bajo las cuales se aplican principios científicos que demuestren su eficacia en la modificación o transformación de un hecho o fenómeno (Sampieri.2014, pp88-100.)

3.2 Nivel de Investigación

El nivel de investigación es descriptiva correlacional (Sampieri.2014, p88-100.) ya que para poder realizar el sistema de control del molino debemos describir el proceso de molienda y especificar las variables importantes en este proceso además de describir el tipo de control automático que se realizara en este caso se trata de un

control con lógica difusa para controlar las RPM mediante el Work Index seguida de un lazo cerrado de control para regular las RPM mediante un control PID.

Luego de describir estos aspectos realizaremos una investigación correlacional de las variables que afectan esta investigación para poder implementar este sistema de control estas correlaciones se realizan mediante los resultados que se obtienen de la parte experimental en el laboratorio.

3.3 Métodos de Investigación

Los principales métodos que se utilizaron en la investigación fueron: Análisis descriptivo, correlacional síntesis deductivo e inductivo entre otros.

3.4 Diseño de Investigación

El diseño de la investiga

ción puede definirse como el conjunto de estrategias utilizadas para dar respuesta al objetivo del estudio, ya que muestra el camino para resolver el problema planteado de la investigación (Sampieri.2014, pp88-100.). Considerando lo anteriormente expuesto esta investigación es experimental ya que para llegar a desarrollar el sistema de control fue necesario realizar pruebas en el laboratorio y mediciones para lograr encontrara un modelo del proceso de molienda a diferentes RPM para poder realizar el algoritmo de control y luego este algoritmo se fue mejorando de manera experimental para lograr la optimización del consumo de energía que es el objetivo de esta tesis.

3.5 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.5.1 Población

La población de esta investigación está constituida por los sistemas de control automático aplicados a la regulación de la velocidad de los molinos de bolas.

3.5.2 Muestra

La muestra de esta investigación corresponde a un sistema de control automático compuesto por un sistema de control de lógica difusa que controla las RPM del molino mediante el Work Index en lazo abierto y luego le sigue un lazo cerrado de control de Energía aplicada al motor que regula las RPM mediante un controlador PID este sistema de control será aplicado al molino de bond 12”X12” de la escuela de Ingeniería Metalúrgica FIGMM – UNI.

3.6 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Un instrumento de recolección de datos es en principio cualquier recurso de que pueda valerse el investigador para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información. De este modo el instrumento sintetiza en sí toda la labor previa de la investigación, resume los aportes del marco teórico al seleccionar datos que corresponden a los indicadores y, por lo tanto a las variables o conceptos utilizados. En esta investigación los instrumentos de recolección de datos fueron: la observación documental, la observación directa, y la toma de datos de las pruebas de laboratorio.

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACION

En este capítulo se tomaron los datos de las pruebas de laboratorio realizadas en el Laboratorio de Metalurgia Extractiva de la escuela de Metalurgia de la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional De Ingeniería donde se demostró con datos experimentales la relación que hay entre la velocidad de rotación, el consumo energético del motor y el tamaño del producto de la molienda (P₈₀). Como en las pruebas realizadas se debieron cambiaron las velocidades de rotación del molino y se midieron la potencia consumida entonces acondicionamos el molino de bolas de Bond modificando el tablero eléctrico de control del molino al cual se le agrego un variador de frecuencia, un medidor de energía eléctrica multifuncional y un PLC. Las pruebas se realizaron para determinar el Work Index, la medición de energía eléctrica se registró en la PC en hojas de base de datos (Guerrero, 2016, p.65).

4.1 Determinación del Work Índice variando las RPM

Se realizaron las pruebas para tres muestras minerales: sulfuro, sílice y caliza las pruebas se realizaron con el procedimiento normalizado para determinar el Work Índice pero la variable será la velocidad de rotación del molino en la prueba normalizada es de 70 RPM aquí modificaremos la velocidad de rotación. (Guerrero, 2016, p.66)

Para la prueba normalizada (Austin, 1994, pp.46 – 48.); el material se prepara con un tamaño de 100% menor a 10 mallas (2.000 mm). Se miden 700 cm³ a granel de este material, lo que da un total de peso (W) en gramos, cuidando que la densidad aparente sea reproducible, y se carga en un molino de bolas de 305x305 mm (12x12 pulgadas), con bordes interiores redondeados. La carga de 285 bolas de acero de 20.125 kg tiene la distribución que sigue:

Tabla N°4.1: Distribución de carga de bolas prueba normalizada de Bond

43 bolas de	36.83 mm	(1.45")
67 bolas de	29.72 mm	(1.17")
10 bolas de	25.40 mm	(1.00")
71 bolas de	19.05 mm	(0.75")
94 bolas de	15.49 mm	(0.61")

Fuente: Quiroz .I , 1986,p180

El material se muele por un corto período, generalmente 100 revoluciones, tamizando el producto por una malla p_1 (seleccionada) para eliminar el bajo tamaño y reemplazarlo por material fresco, simulando un circuito cerrado de molienda-clasificación. Esta nueva carga se vuelve a moler tratando de obtener una carga

circulante de 350%. Donde Q: carga (entrada/salida), T: carga circulante, F: alimento del molino, P: producto del molino, M: molino y C: clasificador; Como $F/Q=3.5$ (ver Figura 4.1), el porcentaje $\psi_1(p_1)$ de material menor a la malla p_1 en el producto del molino deberá ser $100/3.5$.

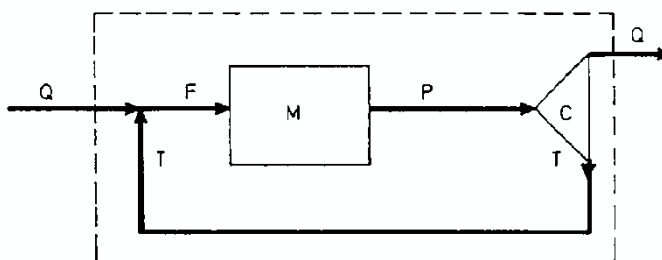


Figura N°4.1: Método normalizado de Bond simulando un circuito cerrado de molienda con una carga circulante de 350%; $F/Q = 3.5$

Fuente: Austin. L.G & Concha (1994)

Suponiendo que la fracción de finos producida es proporcional al número de revoluciones del molino, el número de revoluciones para la nueva etapa de molienda r_2 se calcula de las revoluciones de la etapa anterior r_1 mediante

$$r_2 = r_1 \frac{\left(\frac{100}{3.5}\right)}{\Psi_1(p_1)} \dots (4.1)$$

Donde $\Psi_1(p_1)$ es el porcentaje del material en el molino que tiene un tamaño menor que p_1 después de r_1 revoluciones. Una vez alcanzada la carga circulante de 350%, se define como **moliendabilidad**, y se designa por G_{bp} , a los gramos netos de material menor al tamaño p_1 , producidos por revolución del molino:

$$G_{bp} = (\Psi_1(p_1) - \Psi_F(p_1)) W / 100r^* \dots (4.2)$$

Donde $\Psi_1(p_1)$ y $\Psi_F(p_1)$ son el porcentaje menor que la malla de separación p_1 en la alimentación fresca al molino y en la descarga respectivamente, W es la masa total de mineral cargada al molino y r^* es el número de revoluciones necesarias para obtener la carga circulante de 350%. Finalizado el ensayo, se efectúa un análisis granulométrico completo del producto (bajo tamaño p_1) y de la alimentación fresca (menor a 10 mallas).

Por comparación de ensayos realizados según lo anterior con resultados experimentales de molienda a escala piloto, Bond concluyó que el material se podía caracterizar mediante un parámetro que denominó Índice de Trabajo W_i (Work Index) y que relacionó con la moliendabilidad del ensayo normalizado según la ecuación empírica:

$$W_i = \frac{(1.1)(44.5)}{p_i^{0.23} Gbp^{0.82} \left(\frac{10}{\sqrt{X_{QT}}} - \frac{10}{\sqrt{X_{GT}}} \right)} \text{ kWh/ton métrica... (4.3)}$$

Donde W_i es el índice de trabajo del ensayo expresado en kWh/ton métricas, p_1 es el tamaño en micrómetros de la malla de separación, Gbp es la moliendabilidad, X_{QT} es el tamaño del 80% en el producto y X_{GT} es el tamaño del 80% en la alimentación fresca (cerca a 2000 μm), todos determinados en el ensayo de Bond. Se debe destacar que el número 10 en la ecuación (4.3) corresponde a $\sqrt{100\mu\text{m}}$, por lo que $10/\sqrt{X}$ es adimensional. El factor 1.1 convierte el Índice de Trabajo de Bond de kWh/tonelada corta a kWh/tonelada métrica.

El índice de trabajo obtenido de esta manera es algunas veces, una función débil del tamaño de la malla de separación p_1 , la que puede ser elegida entre 28 y 325 mallas dependiendo del tamaño de corte que se desea simular.

4.1.1 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I del sulfuro

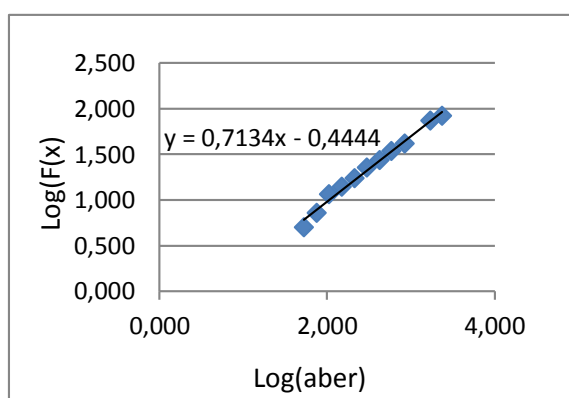
Análisis granulométrico del alimento (Guerrero,2016, p.69):

Tabla N°4.2: Análisis granulométrico del alimento del sulfuro

Alimento 100% -10m Análisis granulométric

Malla	Abertura (um)	Peso(g)	%Peso	% Acu.pas.	% Acu.ret=F(x)	Log(aber)	Log(F(x))
m8	2362	244,85	16,689	16,689	83,311	3,373	1,921
m10	1700	138,5	9,440	26,129	73,871	3,230	1,868
m20	850	473,39	32,266	58,394	41,606	2,929	1,619
m30	589	104,7	7,136	65,531	34,469	2,770	1,537
m40	425	101,9	6,945	72,476	27,524	2,628	1,440
m50	300	68,75	4,686	77,162	22,838	2,477	1,359
m70	212	79,35	5,408	82,570	17,430	2,326	1,241
m100	150	50,71	3,456	86,027	13,973	2,176	1,145
m150	106	35,05	2,389	88,416	11,584	2,025	1,064
m200	75	64,2	4,376	92,792	7,208	1,875	0,858
m270	53	31,71	2,161	94,953	5,047	1,724	0,703
m400	38	52,15	3,554	98,507	1,493	1,580	0,174
.-m400		21,9	1,493	100,000			
Total		1467,16					
tamaño promedio F80 (um)				1952,389			

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio



alfa=	0,7134	b=	-0,4444
Xo=	2669,37		

Figura N° 4.2: Análisis granulométrico del alimento del sulfuro

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.1.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM para el sulfuro (Guerrero,2016, p.75)

Tabla N°4.3: Work Índice Vs. RPM del sulfuro

	Hz	RPM	Wi
	50	52,92	15,217
	60	62,92	14,529
	65	68,76	13,88
	70	73,72	13,289
	80	84,47	14,42
optimo		68,92	13,819872

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

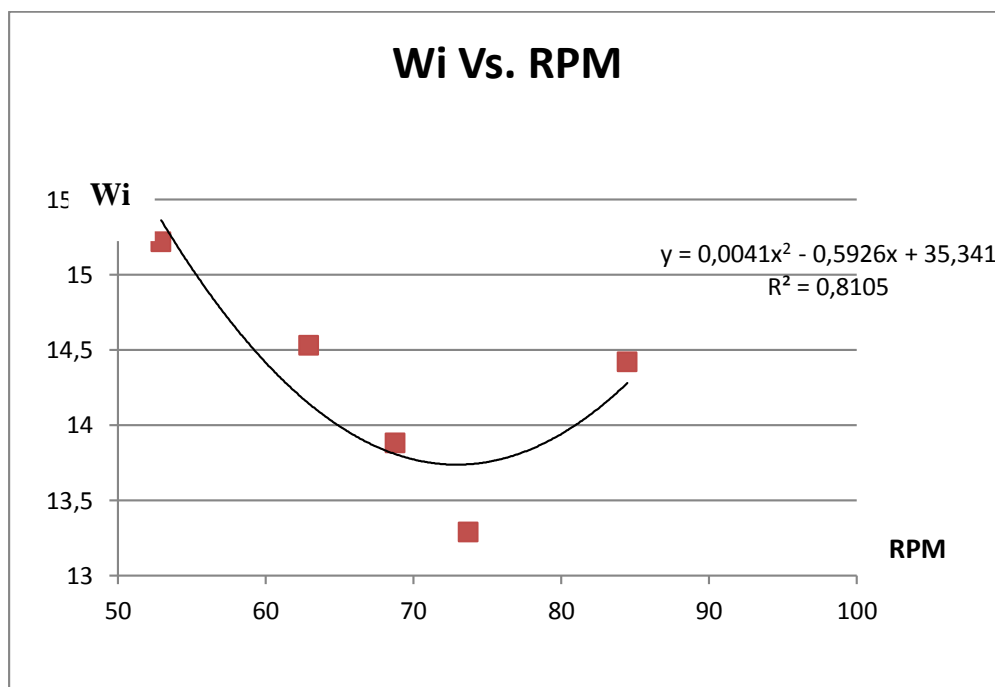


Figura N° 4.3: Work Índice Vs. RPM del sulfuro

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

(Guerrero,2016, p.65)

Tabla N°4.4: Moliendabilidad Vs. RPM del sulfuro

	Hz	RPM	Gr/rev
	50	52,92	1,552
	60	62,92	1,767
	65	68,76	1,755
	70	73,72	1,867
	80	84,47	1,676
optimo		69,3125	1,692656

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

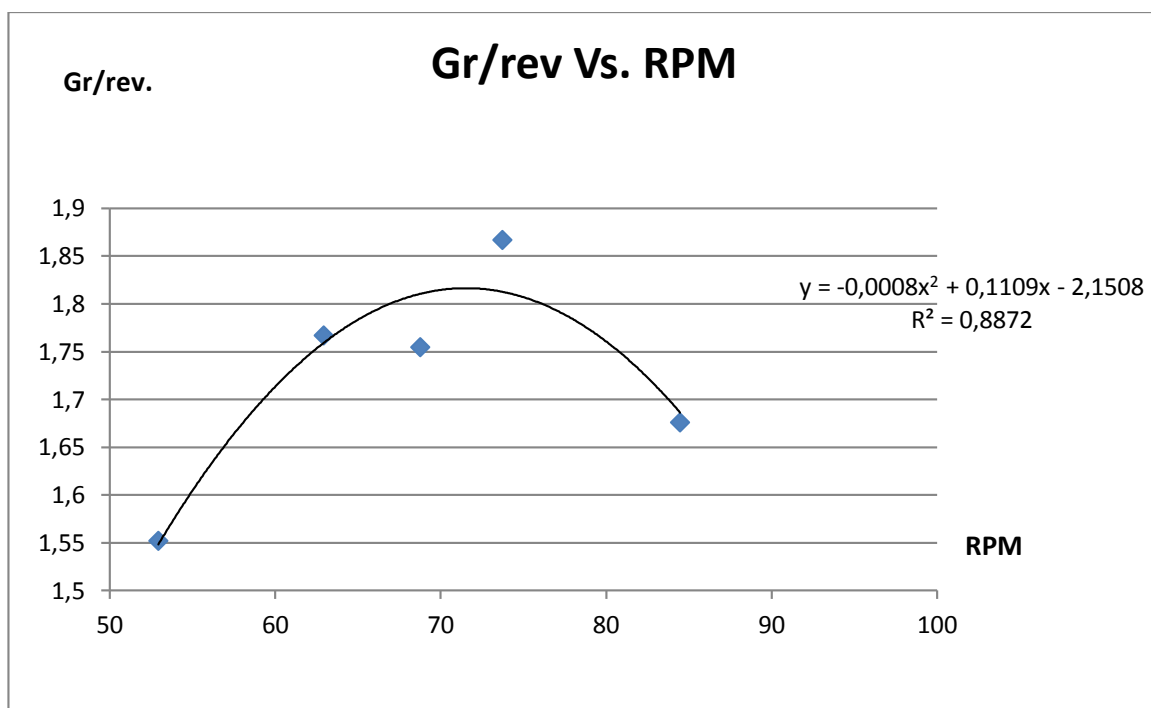


Figura N° 4.4: Moliendabilidad Vs. RPM del sulfuro

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.2 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I de la sílice

Análisis granulométrico del alimento (Guerrero,2016, p.77):

Tabla N°4.5: Análisis granulométrico del alimento de la sílice

Análisis

Alimento 100% -10m granulométrico:

Malla	Abertura (um)	Peso(g)	%Peso	%Acu.pas.	%Acu.ret=F(X)	Log(aber)	Log(F(x))
m20	850	603,200	42,238	42,238	57,762	2,929	1,762
m30	589	186,700	13,073	55,311	44,689	2,770	1,650
m40	425	183,500	12,849	68,160	31,840	2,628	1,503
m50	300	116,200	8,137	76,297	23,703	2,477	1,375
m70	212	110,100	7,710	84,007	15,993	2,326	1,204
m100	150	68,500	4,797	88,803	11,197	2,176	1,049
m150	106	4,000	0,280	89,083	10,917	2,025	1,038
m200	75	99,400	6,960	96,044	3,956	1,875	0,597
m270	53	28,500	1,996	98,039	1,961	1,724	0,292
m400	38	26,000	1,821	99,860	0,140	1,580	-0,854
.-m400		2,000	0,140	100,000			
Total		1428,1					
tamaño promedio F80 (um)				945,233			

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

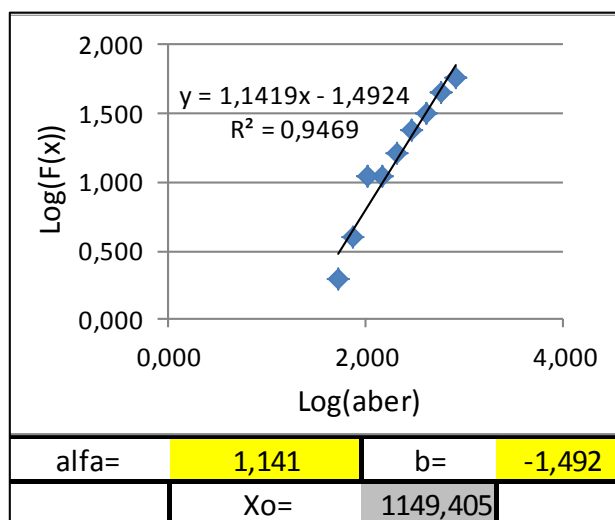


Figura N° 4.5: Análisis granulométrico del alimento de la sílice

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.2.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM de la sílice
(Guerrero,2016, p.84).

Tabla N°4.6: Work Índice Vs. RPM de la sílice

	Hz	RPM	Wi
	60	62,92	19,04
	65	68,76	17,57
	70	73,72	16,67
	80	84,47	16,52
	90	92	16,26
optimo		86,16	16,10

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

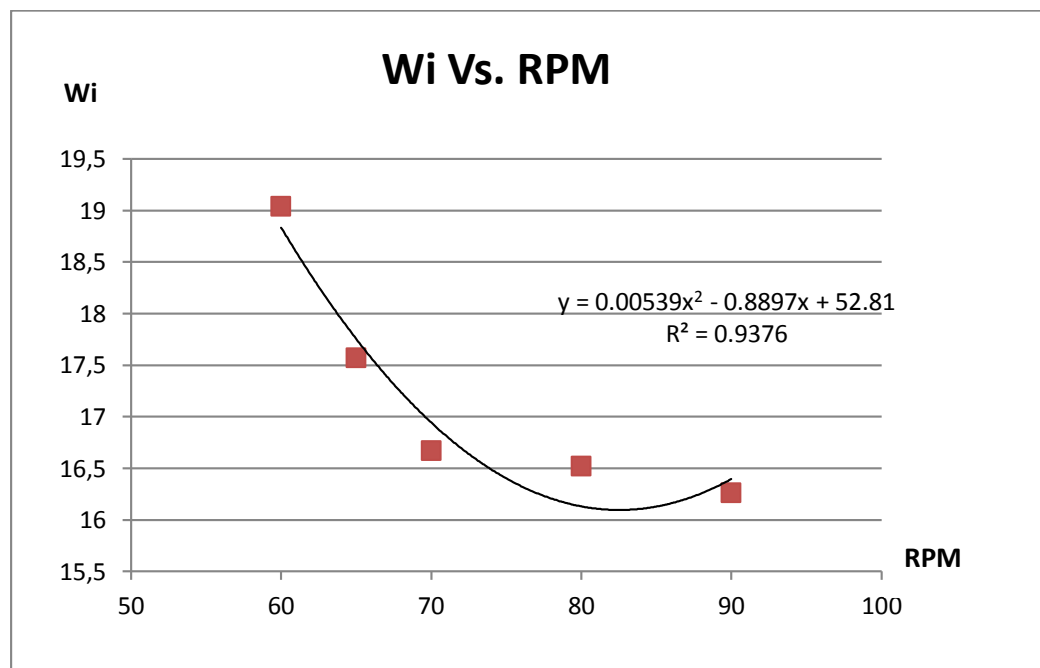


Figura N° 4.6: Work Índice Vs. RPM de la sílice

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

(Guerrero,2016, p.85).

Tabla N°4.7: Moliendabilidad Vs. RPM de la sílice

	Hz	RPM	Gr/rev
	60	62,92	1,6318
	65	68,76	1,7921
	70	73,72	1,8311
	80	84,47	1,8483
	90	92	1,8951
optimo		87,5348556	1,894523

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

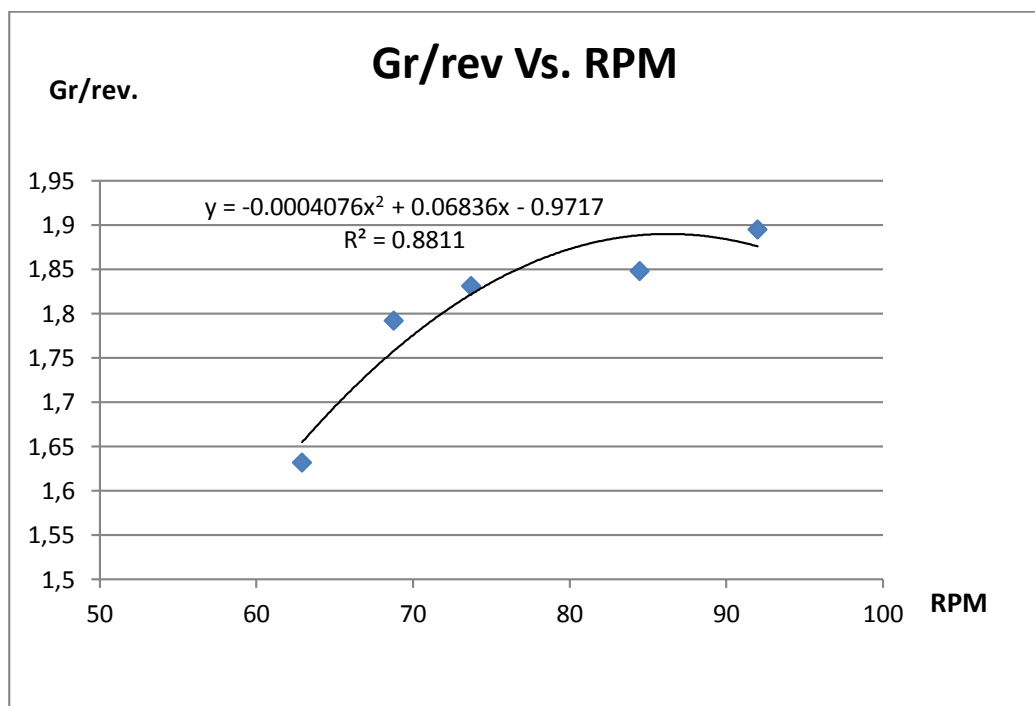


Figura N° 4.7: Moliendabilidad Vs. RPM de la sílice

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.3 Prueba Modificada de Bond para determinar el W.I de la caliza

Análisis granulométrico del alimento (Guerrero,2016, p.86):

Tabla N°4.8: Análisis granulométrico del alimento de la caliza

Malla	Abertura (um)	Peso(g)	%Peso	%Acu.pas.	%Acu.ret=F(X)	Log(aber)	Log(F(x))
m10	1700	0,80	0,06	0,06	99,94	3,23	2,00
m20	850	435,80	32,93	32,99	67,01	2,93	1,83
m30	589	154,40	11,67	44,66	55,34	2,77	1,74
m40	425	157,00	11,86	56,53	43,47	2,63	1,64
m50	300	101,30	7,66	64,18	35,82	2,48	1,55
m70	212	110,80	8,37	72,55	27,45	2,33	1,44
m100	150	74,80	5,65	78,21	21,79	2,18	1,34
m150	106	29,20	2,21	80,41	19,59	2,03	1,29
m200	75	142,90	10,80	91,21	8,79	1,88	0,94
m270	53	57,40	4,34	95,55	4,45	1,72	0,65
m400	38	54,10	4,09	99,64	0,36	1,58	-0,44
.-m400		4,80	0,36	100,00			
Total		1323,3					
tamaño promedio F80 (um)				955,095			

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

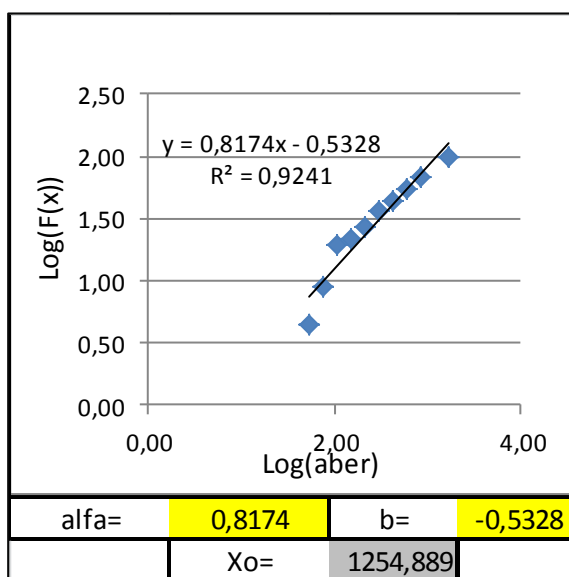


Figura N° 4.8: Análisis granulométrico del alimento de la caliza

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.3.1 Realización de las curvas W.I Vs. RPM y Gr/Rev. Vs. RPM de la caliza

Análisis granulométrico del alimento (Guerrero,2016, p.93):

Tabla N°4.9: Work Índice Vs. RPM de la caliza

	Hz	RPM	Wi
	40	42,18	6,80
	60	62,92	7,09
	65	68,76	7,21
	70	73,72	7,48
	80	84,47	8,54
optimo		49,10	6,79

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

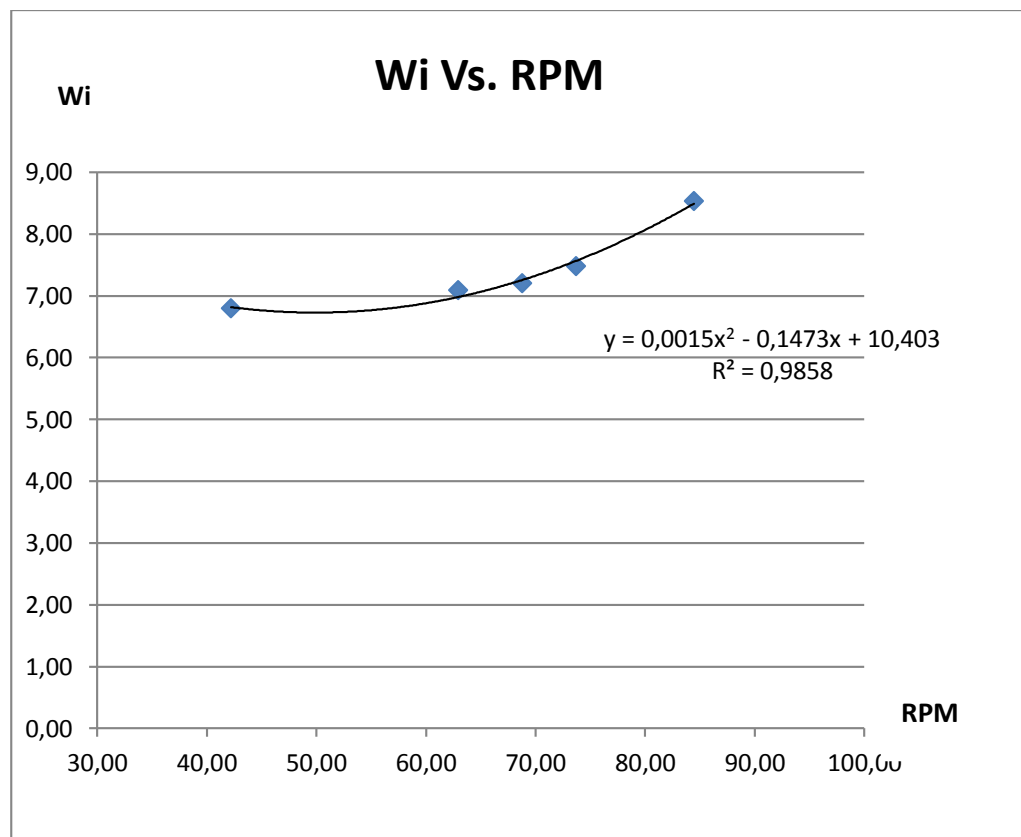


Figura N° 4.9: Work Índice Vs. RPM de la caliza

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

(Guerrero,2016, p.94)

Tabla N°4.10: Moliendabilidad Vs. RPM de la caliza

	Hz	RPM	Gr/rev
	40	42,18	4,21
	60	62,92	4,16
	65	68,76	4,05
	70	73,72	3,47
	80	84,47	3,11
optimo		51,70	4,38

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

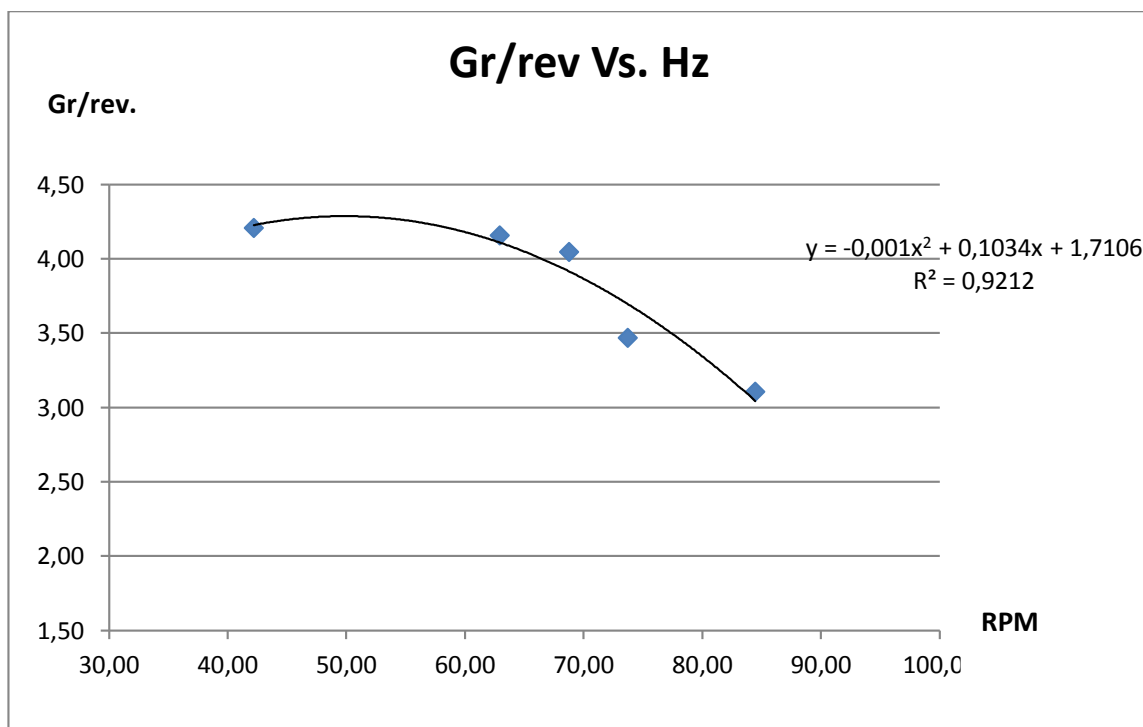


Figura N° 4.10: Moliendabilidad Vs. RPM de la caliza

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.4 Relación de W_i , Gr/Rev. Vs RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza)

4.1.4.1 W_i Vs RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza) (Guerrero,2016, p.95)

Tabla N°4.11: W_i Vs. RPM Sulfuro, Sílice y Caliza

Hz	RPM	W_i sulfuro	W_i sílice	W_i caliza
40	42,18			6,79
50	52,92	15,217		
60	62,92	14,529	19,04	7,093
65	68,76	13,88	17,57	7,207
70	73,72	13,289	16,67	7,477
80	84,47	14,42	16,52	8,536
90	92		16,26	

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

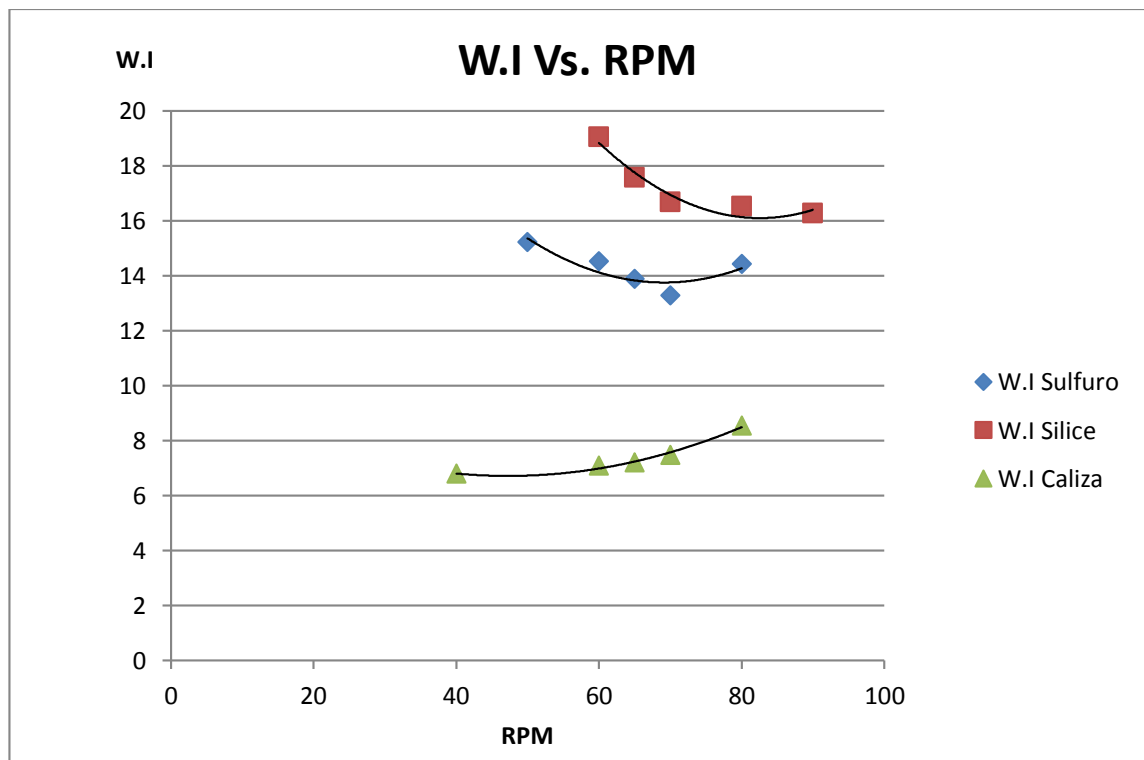


Figura N° 4.11: W_i Vs. RPM (Sulfuro, Sílice y Caliza)

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.1.4.2 Gr/Rev. Vs RPM Sulfuro, Cuarzo y Caliza (Guerrero,2016, p.96)

Tabla N°4.12: Gr/Rev. Vs. RPM (Sulfuro, Cuarzo y Caliza)

Hz	RPM	Gr/rev sulfuro	Gr/rev silice	Gr/rev caliza
40	42,18			4,214
50	52,92	1,552		
60	62,92	1,767	1,6318	4,159
65	68,76	1,755	1,7921	4,047
70	73,72	1,867	1,8311	3,47
80	84,47	1,676	1,8483	3,106
90	92		1,8951	

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

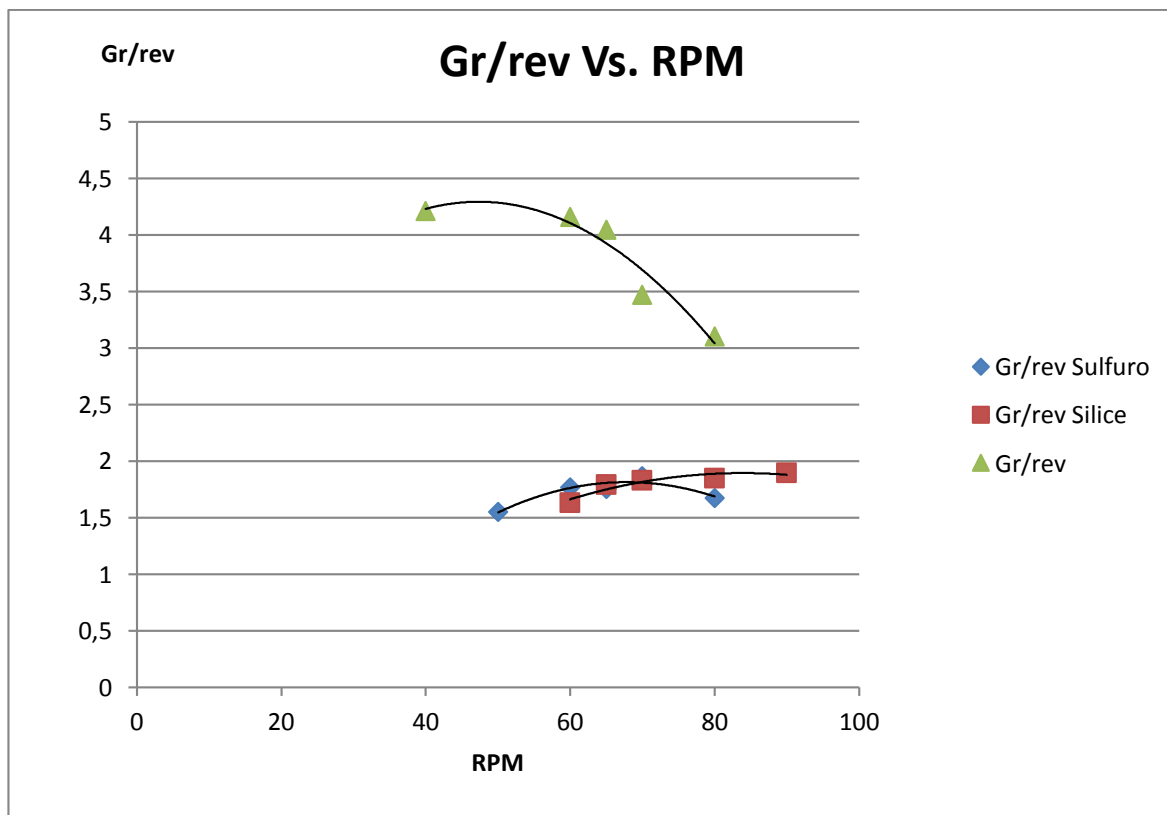


Figura N° 4.12: Gr/Rev. Vs. RPM (Sulfuro, Cuarzo y Caliza)

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.2 CONSUMO DE ENERGÍA DEL MOLINO A DIFERENTES RPM

4.2.1 Consumo de energía para moler el sulfuro (Guerrero,2016, p.109)

Tabla N°4.13: Potencia (Molino, Carga de bolas y Sulfuro) a diferentes RPM

RPM	mol(watt)	mol+bol(watt)	mol+bol+min(watt)	min(watt)	Gr/rev
52,92	161,807	217,157	227,061	9,904	1,552
62,92	184,096	252,766	272,858	20,092	1,767
68,76	197,609	271,122	292,711	21,589	1,755
73,72	215,391	294,701	321,102	26,401	1,867
84,47	253,909	345,33	378,279	32,949	1,676

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

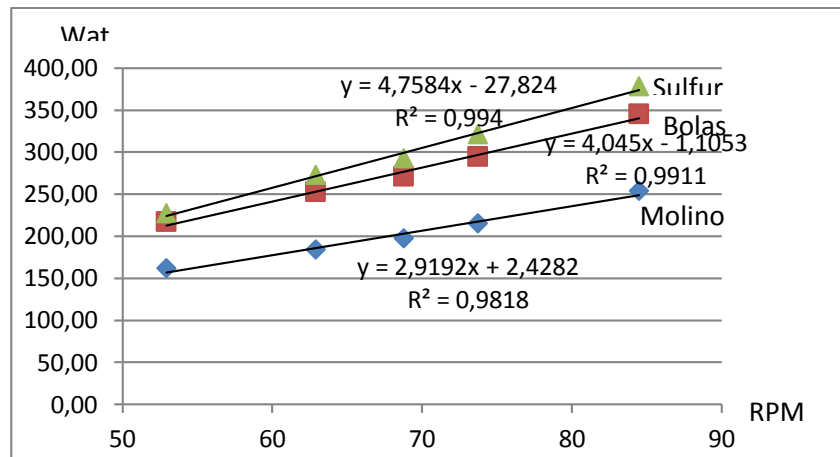


Figura N° 4.13a: Potencia (Molino, Carga de bolas y Sulfuro) a diferentes RPM

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

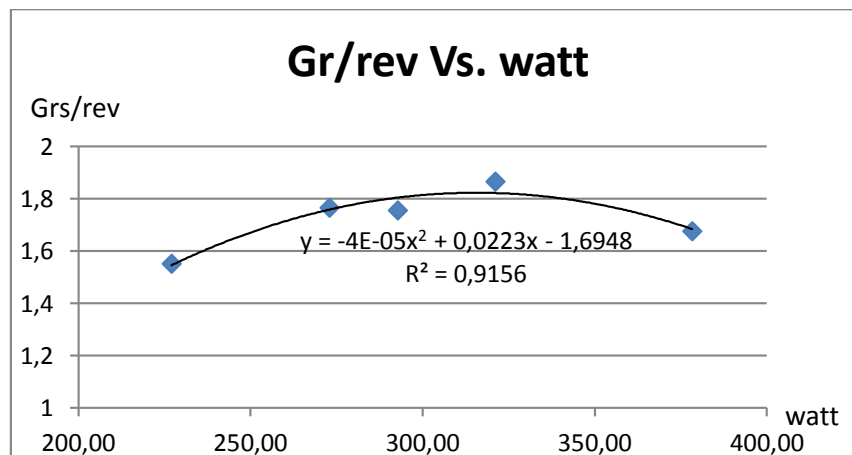


Figura N° 4.13b: Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – Sulfuro

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.2.2 Consumo de energía para moler sílice (Guerrero,2016, p.115)

Tabla N°4.14: Potencia (Molino, Carga de bolas y Sílice) a diferentes RPM

RPM	mol(watt)	mol+bol(watt)	mol+bol+min(watt)	min(watt)	Gr/rev
62,92	184,096	252,766	260,071	7,305	1,6318
68,76	197,609	271,122	280,193	9,071	1,7921
73,72	215,391	294,701	310,076	15,375	1,8311
84,47	253,909	345,33	359,223	13,893	1,8483

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

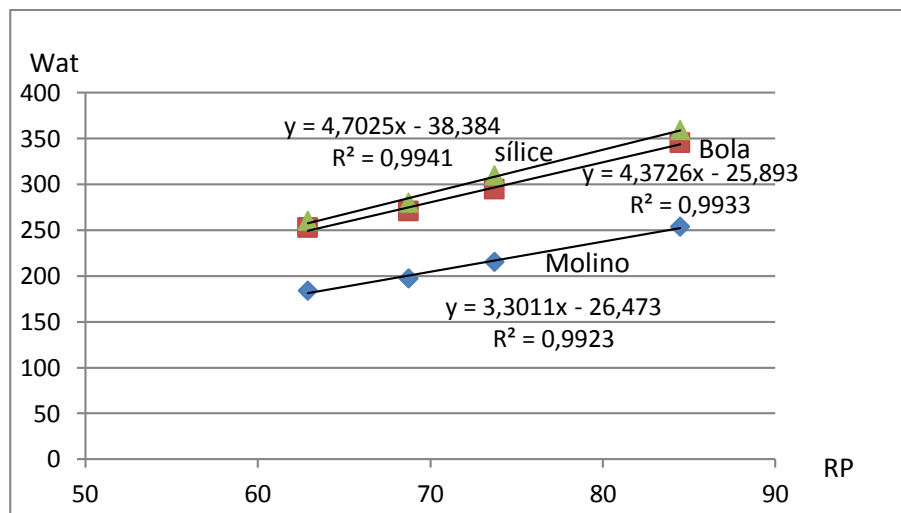


Figura N° 4.14a: Potencia (Molino, Carga de bolas y Sílice) a diferentes RPM

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

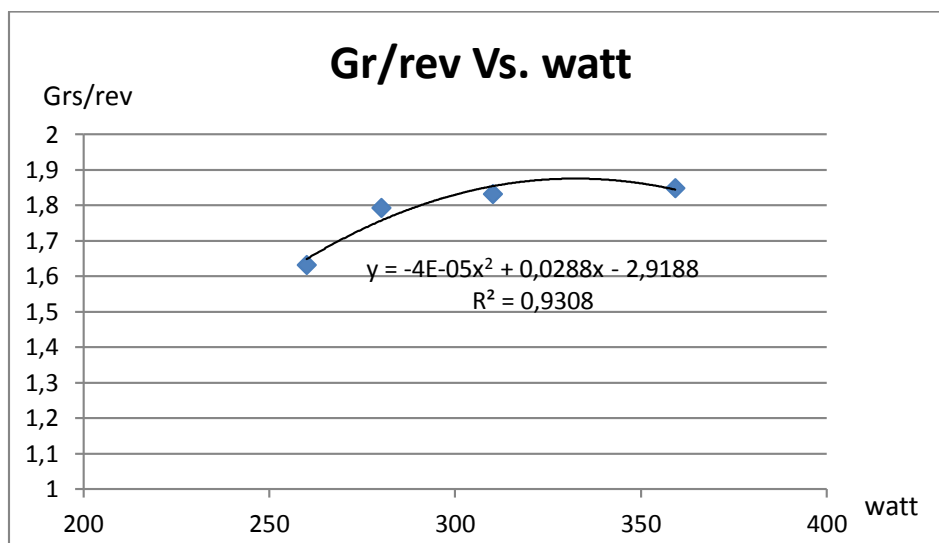


Figura N° 4.14b: Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – sílice

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.2.3 Consumo de energía para moler la caliza (Guerrero,2016, p.121)

Tabla N°4.15: Potencia (Molino, Carga de bolas y Caliza) a diferentes RPM

RPM	mol(watt)	mol+bol(watt)	mol+bol+min(watt)	min(watt)	Gr/rev
52,92	161,807	217,157	226,175	9,018	3,695
62,92	184,096	252,766	267,62	14,854	4,159
68,76	197,609	271,122	291,71	20,588	4,047
73,72	215,391	294,701	306,82	12,119	3,47
84,47	253,909	345,33	364,9	19,570	3,106

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

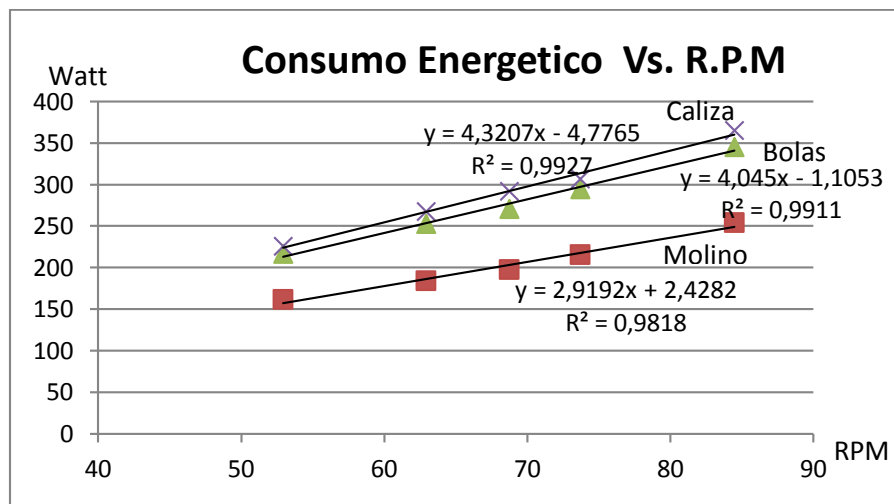


Figura N° 4.15a: Potencia (Molino, Carga de bolas y Caliza) a diferentes RPM

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

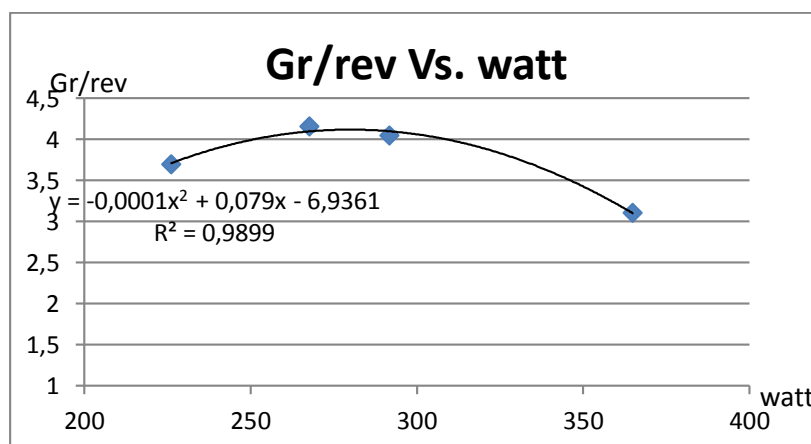


Figura N° 4.15b: Moliendabilidad Vs. Potencia a diferentes RPM – caliza

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.2.4 Comparación de la Potencia Vs las RPM para las diferentes muestras de minerales (Guerrero,2016, p.122)

Tabla N°4.16: Potencia (Molino, Carga de bolas y minerales) a diferentes RPM

RPM	Caliza(watt) mol+bol+min	sulfuro(watt) mol+bol+min	Silice(watt) mol+bol+min
0	0	0	0
52,92	226,175	227,061	223,685
62,92	267,62	272,858	260,071
68,76	291,71	292,711	280,193
73,72	306,82	321,102	310,076
84,47	364,9	378,279	359,223

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

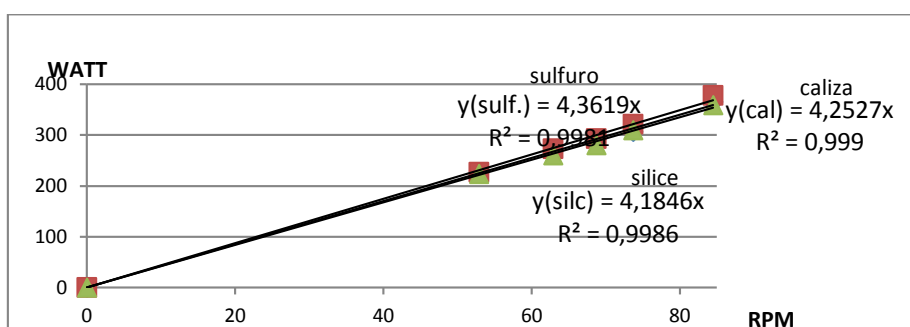


Figura N° 4.16: Potencia (Molino, Carga de bolas y minerales) a diferentes RPM

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

Tabla N°4.17: Potencia (solo molienda del minerales) a diferentes RPM

RPM	Caliza(watt) solo mineral	sulfuro(watt) solo mineral	Cuarzo(watt) solo mineral
0	0	0	0
52,92	9,018	9,904	6,528
62,92	14,854	20,092	7,305
68,76	20,588	21,589	9,071
73,72	12,119	26,401	15,375
84,47	19,57	32,949	13,893

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

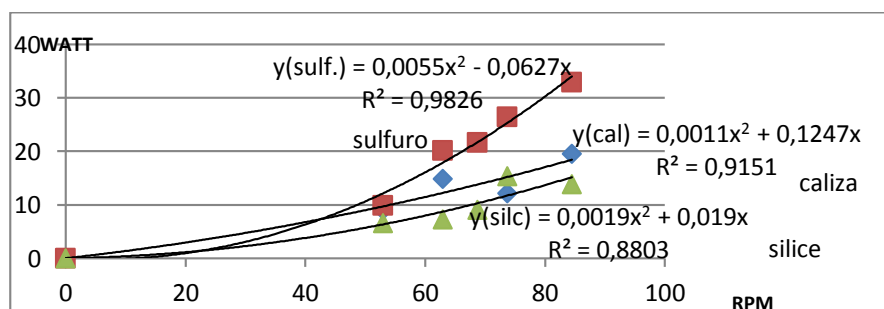


Figura N° 4.17: Potencia (solo molienda del minerales) a diferentes RPM

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

4.3 Diseño del sistema de control automático

4.3.1 Función de transferencia de las RPM Vs. Watt

En esta parte de la investigación tenemos que lograr la relación que hay entre la energía consumida para moler el mineral (sulfuro) y la velocidad del molino para esto tomamos los datos de la tabla 4.17 (mediante el siguiente programa en Matlab logramos este objetivo).

```
%Funcion de transferencia de las RPM(salida)Vs.watt(entrada)

watt=[0 9.904 20.092 21.589 26.401 32.949];
RPM =[0 52.92 62.92 68.76 73.72 84.47];
plot(watt,RPM);
```

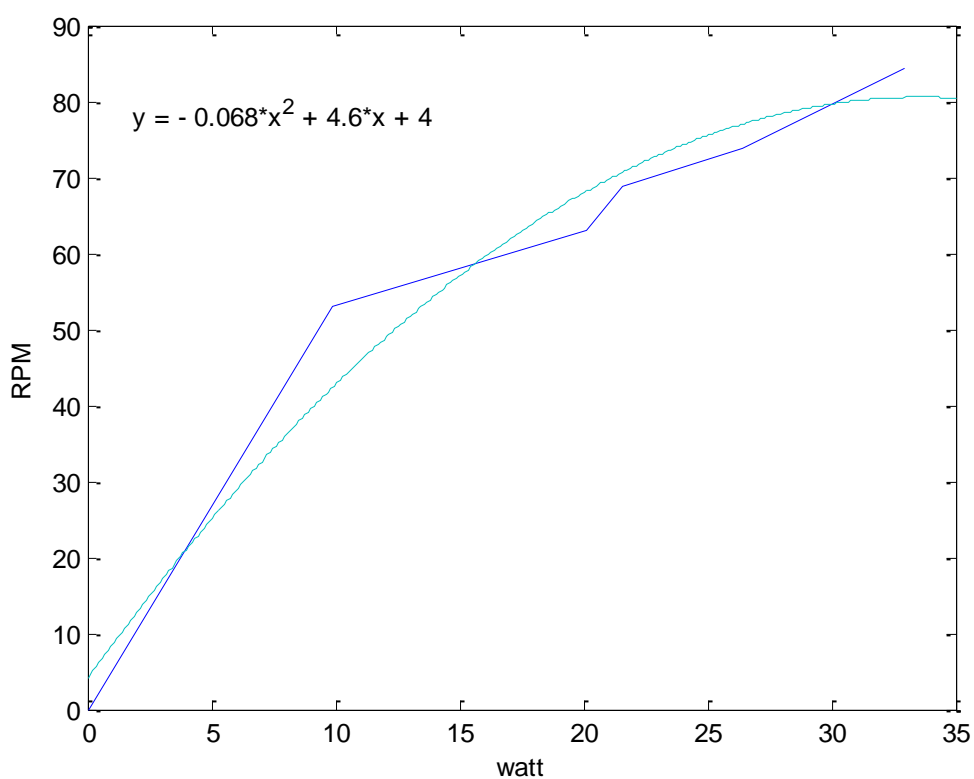


Figura N° 4.18: RPM Vs. Watt – mineral: sulfuro

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de laboratorio

```

%De la figura 4.18 podemos ver el ajuste RPM=-0.068
watt^2+4.6watt+4
%Si hacemos y = RPM ; x = watt
syms x Y;
y = -0.068*x^2 + 4.6*x + 4;
L=laplace(y);
pretty(L);
% De esta operacion tenemos (y(s)/x(s))=(4/s)+(23/5s^2)+(17/125s^3)
% La funcion de transferencia (RPM(s)/watt(s))=((4s^2+4.656s-
0.136)/(s^3))

```

$$\frac{RPM(s)}{WATT(s)} = \frac{4s+4.6s-0.136}{s^3} \dots\dots\dots(4.4)$$

Entonces en la ecuación 4.4 podemos observar la relación que hay cuando hay un cambio en el consumo de energía del molino y las RPM con las que gira.

4.3.2 Diseño del controlador de lógica difusa.

Para el diseño del controlador de lógica difusa se tomara como variable de entrada el Work index (wi) y como variable de salida las RPM este controlador se realizó como un bloque en Simulink el cual tienen el siguiente script:

```

[System]
Name='molinorpm3'%nombre del programa      %Nombre del programa
Type='mamdani'          %Controlador tipo Mandani
Version=2.0
NumInputs=1            %Número de entradas
NumOutputs=1          %Número de salidas
NumRules=3            %Numero de reglas para la base del
conocimiento
AndMethod='min'
OrMethod='max'
ImpMethod='min'

```

```

AggMethod='max'

DefuzzMethod='centroid' %Defusificacion por el metodo de centroide

[Input1]
Name='Wi (t) '           %Nombre de la entrada work index
Range=[0 26]            %Rango de la entrada 0 a 26
NumMFs=3                %Regla de fuzificacion b:bajo,m:medio,a:alto
MF1='Wi (t)b': 'trimf', [0 7.207 13.5] %Wi (b) -bajo
MF2='wi (t)m': 'trimf', [5 13.88 15.5] %wi (m) -medio
MF3='Wi (t)a': 'trimf', [14 17.57 25]  %wi (a) -alto

[Output1]
Name='RPM'              %Nombre de la salida RPM
Range=[0 130]           %Rango de la salida 0 a 130
NumMFs=3                %Regla de fuzificacion b:bajo,m:medio,a:alto
MF1='RPMb': 'trimf', [0 33.74 55.71]    %RPM (b) -bajo
MF2='RPMm': 'trimf', [37.14 65 92.86]    %RPM (m) -medio
MF3='RPMa': 'trimf', [74.29 82.27 130]    %RPM (a) -alto

[Rules]                  %Reglas de la fusificación
1, 1 (1) : 1            %si bajo wi entonces bajo RPM
2, 2 (1) : 1            %si medio wi entonces medio RPM
3, 3 (1) : 1            %si alto wi entonces alto RPM

```

Podemos ver en las siguientes figuras como se presenta la programación del bloque fuzzy en Matlab.

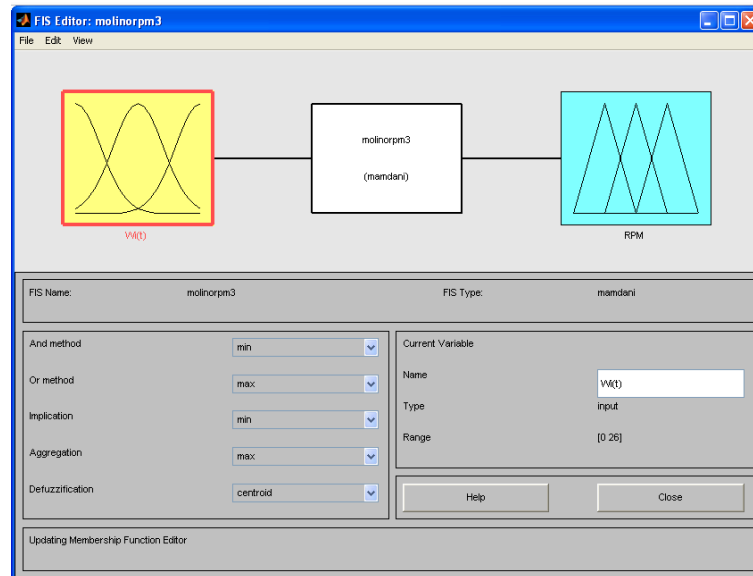


Figura N° 4.19: Pantalla principal para editar el bloque Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software matlab

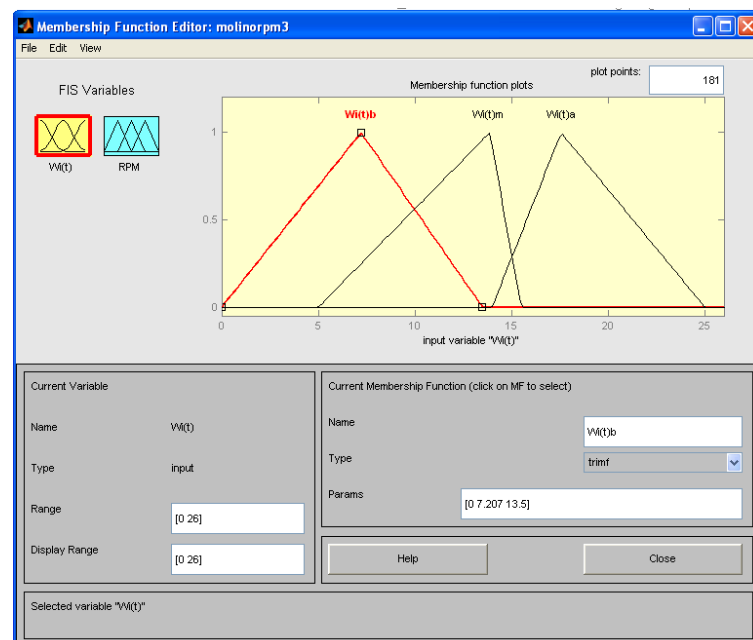


Figura N° 4.20: Pantalla para editar la entrada del bloque Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software matlab

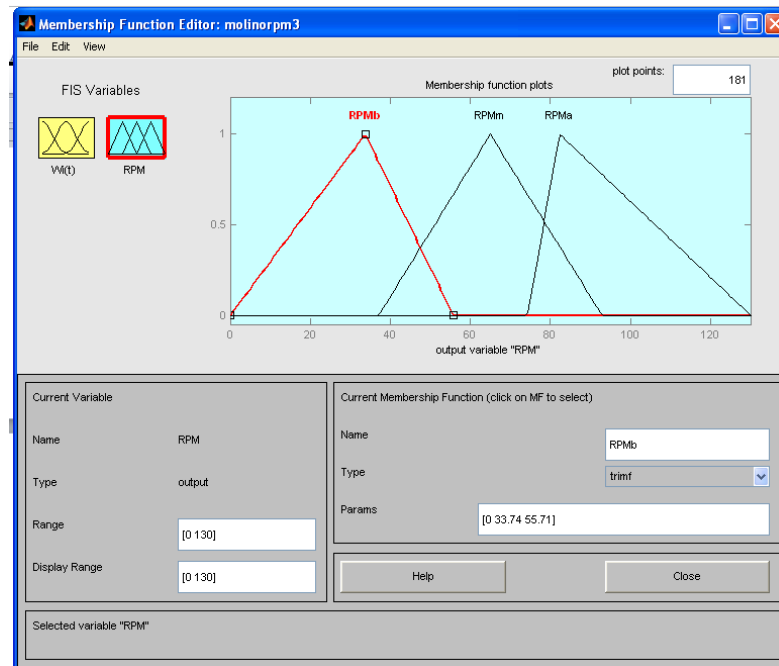


Figura N° 4.21: Pantalla para editar la salida del bloque Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software matlab

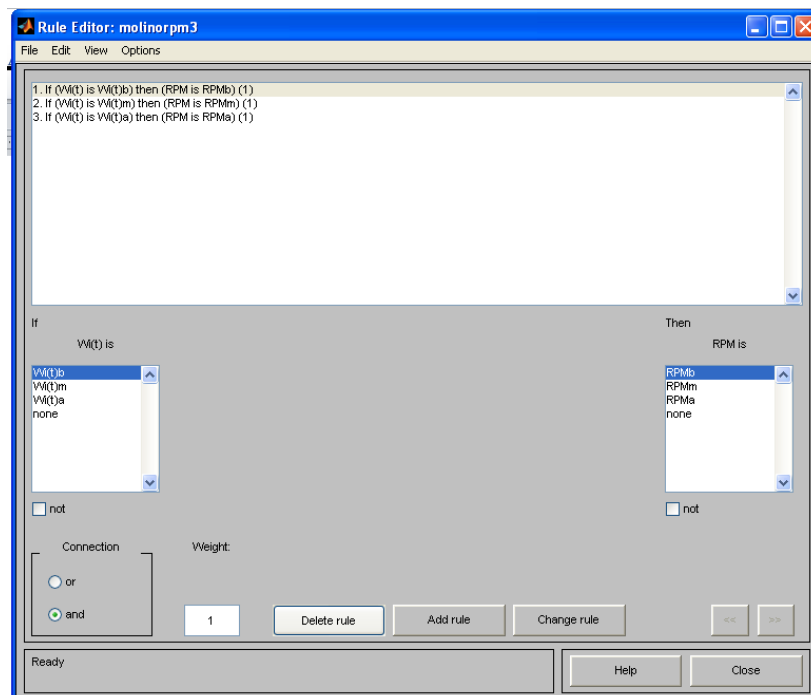


Figura N° 4.22: Pantalla para editar las reglas del Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software matlab

4.3.3 Diseño del algoritmo de control.

Para el diseño del algoritmo de control se realizó un programa en Matlab donde se introducen los siguientes datos: análisis granulométrico del alimento, análisis granulométrico del producto y energía eléctrica consumida por el molino , luego se ejecuta el programa y nos calcula el Work index este dato ingresa al sistema de control que se realiza en simulink y aquí se simula el control del molino. Entonces primero se introducen los datos al programa:

```

%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
%Determinación del Work Índex
%mallas empleadas (m30,m50,m70,m100,m150,m200)abertura en uM
m30=589;
m50=300;
m70=212;
m100=150;
m150=106;
m200=74;
M=[m30 m50 m70 m100 m150 m200];

%%Análisis granulométrico del alimento en porcentaje peso
f30=51.1;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m30
f50=14.84;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m50
f70=8.15;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m70
f100=5.32;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m100
f150=5.06;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m150
f200=4.01;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m200
f200m=11.46;%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso -m200

f=[f30 f50 f70 f100 f150 f200 f200m];
F=[100-f30, 100-f30-f50, 100-f30-f50-f70, 100-f30-f50-f70-f100,
100-f30-f50-f70-f100-f150, 100-f30-f50-f70-f100-f150-f200];
[a b]=regresión(log10(M),log10(F)); %Regresión de la forma
log10F=clog10M+log100/M^c G.G.S
cf=a(1);
pf=b(1);
xf0=10^((2-pf)/cf); %Fx=100(x/x0)^c
xf80=xf0*(0.8^(1/cf)); %tamaño pasante 80% del alimento F(80)

```

```

%%Análisis granulométrico del producto en porcentaje peso
p30=0.26;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m30
p50=0.38;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m50
p70=1.74;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m70
p100=6.59;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m100
p150=9.58;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m150
p200=13.12;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso m200
p200m=68.33;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato del  analizador en línea
%peso -m200

p=[p30 p50 p70 p100 p150 p200 p200m];
P=[100-p30, 100-p30-p50, 100-p30-p50-p70, 100-p30-p50-p70-p100,
100-p30-p50-p70-p100-p150, 100-p30-p50-p70-p100-p150-p200];
[j k]=regresión(log10(M),log10(P)); %Regresión de la forma
log10P=clog10M+log100/M^c G.G.S
cp=j(1);
pp=k(1);
xp0=10^((2-pp)/cp); %Fx=100(x/x0)^c
xp80=xp0*(0.8^(1/cp)); %tamaño pasante 80% del producto P(80)

%Cálculo del Work Índex midiendo la energía del molino KWH/t

w=9.904;%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%Introducir el dato de energía
eléctrica
%instrumento de medición en línea en el rango de 5 a 16

wf=sqrt(xf80);
wp=sqrt(xp80);
wvf=((wp*wf)/(wf-wp));
wi=w*(0.1)*wvf

```

Luego el dato de w_i que sale de este programa ingresa al siguiente diagrama de control realizado en simulink

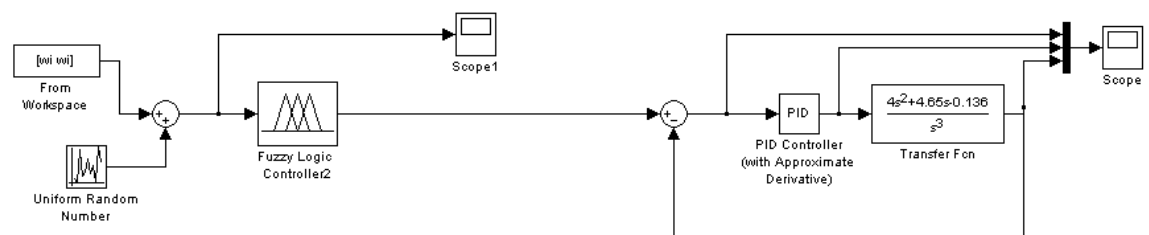


Figura N° 4.23: Diagrama de control en simulink

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

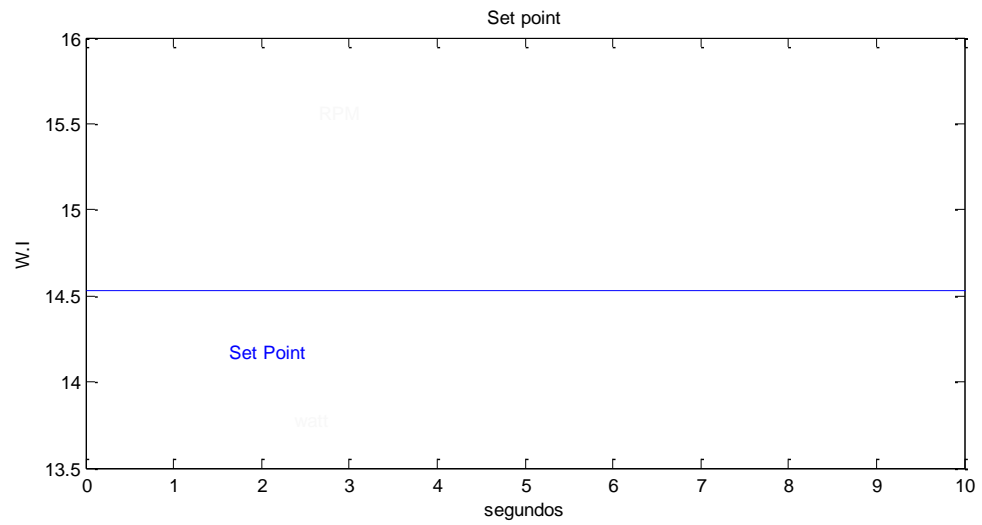


Figura N° 4.24a: Respuesta del bloque Fuzzy S.P – condición inicial

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

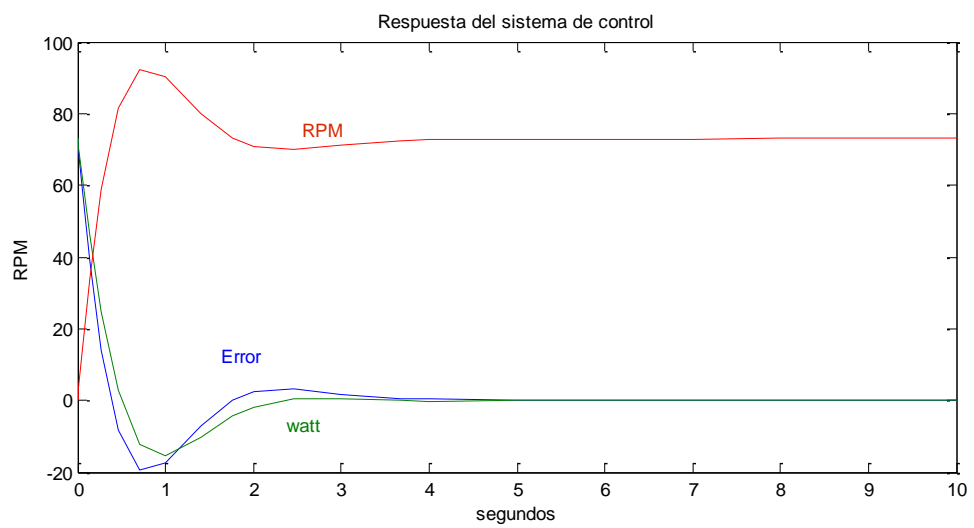


Figura N° 4.24b: Respuesta del sistema de control – condición inicial

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4 Simulación del sistema de control a diferentes condiciones.

4.3.4.1 Simulación del sistema de control ante una señal ruidosa del bloque Fuzzy.

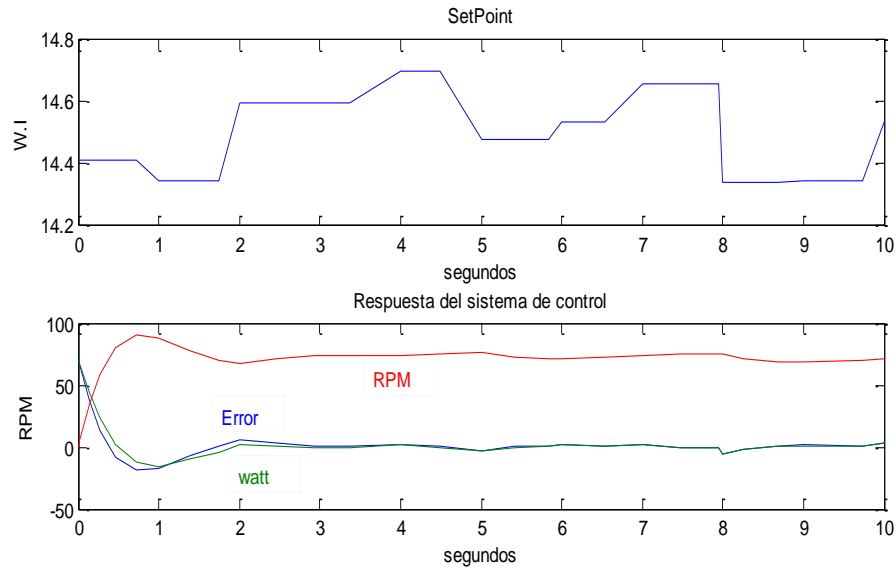


Figura N° 4.25: Respuesta del sistema de control – condición señal ruidosa del bloque Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.2 Simulación del sistema de control ante una señal muy ruidosa del bloque Fuzzy.

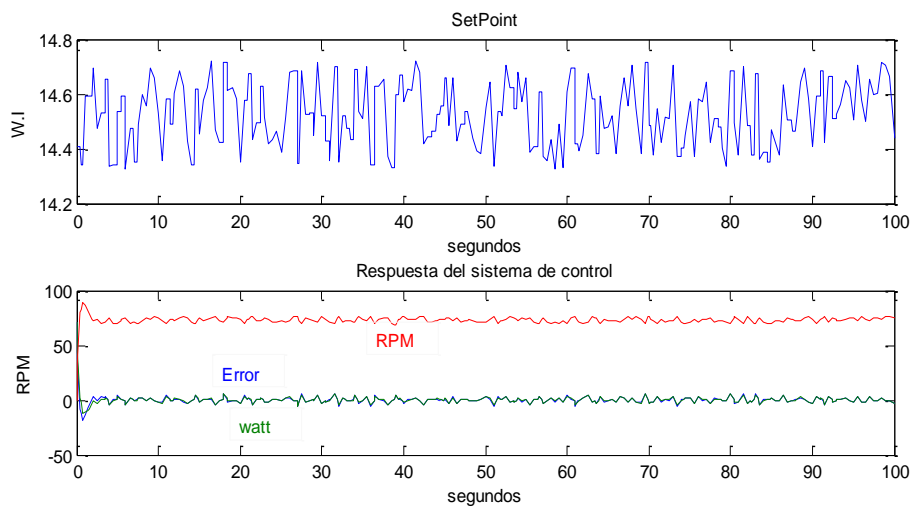


Figura N° 4.26: Respuesta del sistema de control – condición señal muy ruidosa del bloque Fuzzy

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.3 Simulación del sistema de control ante un aumento del consumo de energía.

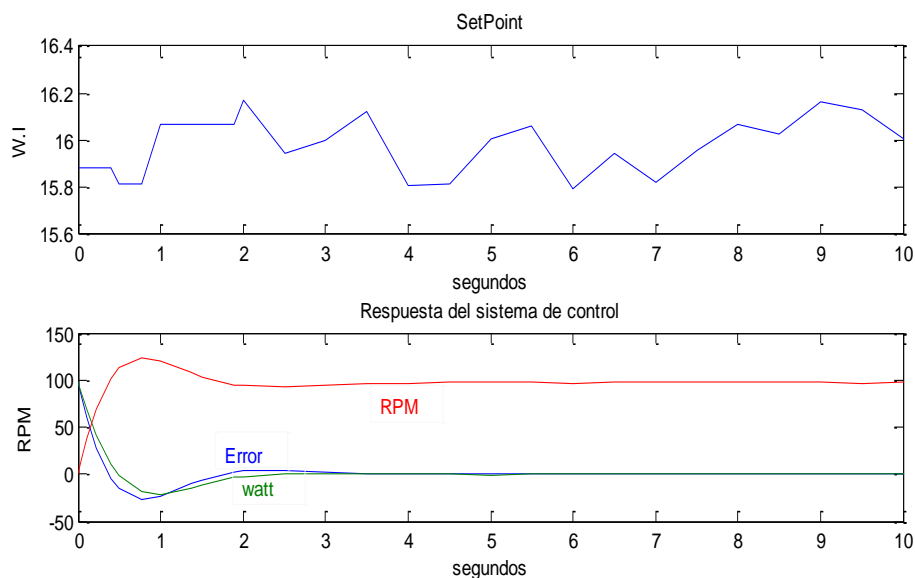


Figura N° 4.27: Respuesta del sistema de control – condición aumenta el consumo de energía

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.4 Simulación del sistema de control ante una disminución del consumo de energía.

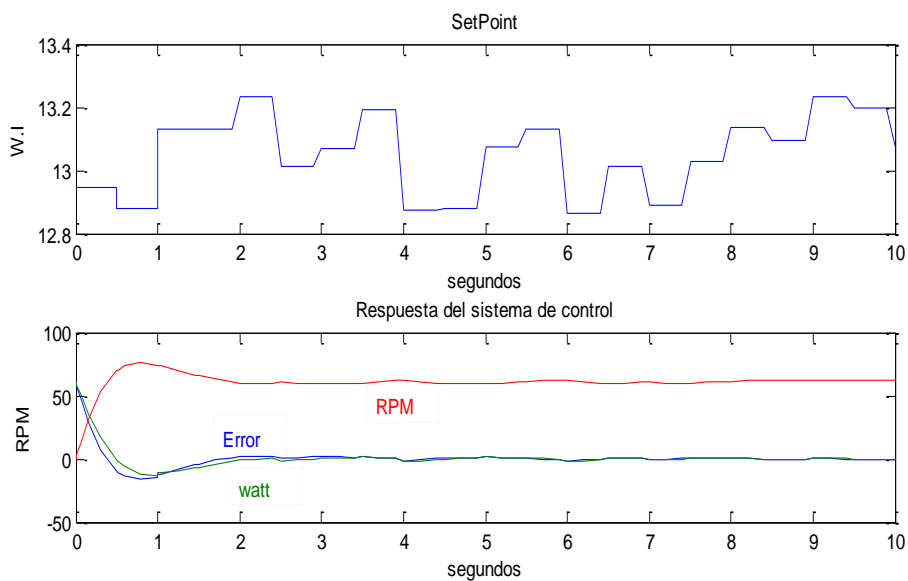


Figura N° 4.28: Respuesta del sistema de control – condición disminuye el consumo de energía

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.5 Simulación del sistema de control ante un aumento del P(80).

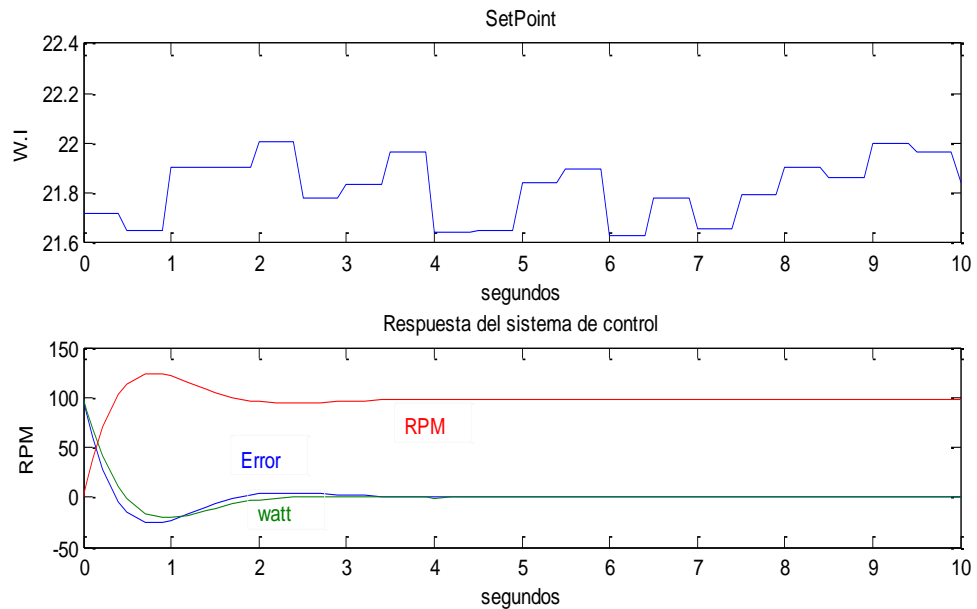


Figura N° 4.29: Respuesta del sistema de control – condición aumenta el P(80)

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.6 Simulación del sistema de control ante una disminución del P(80).

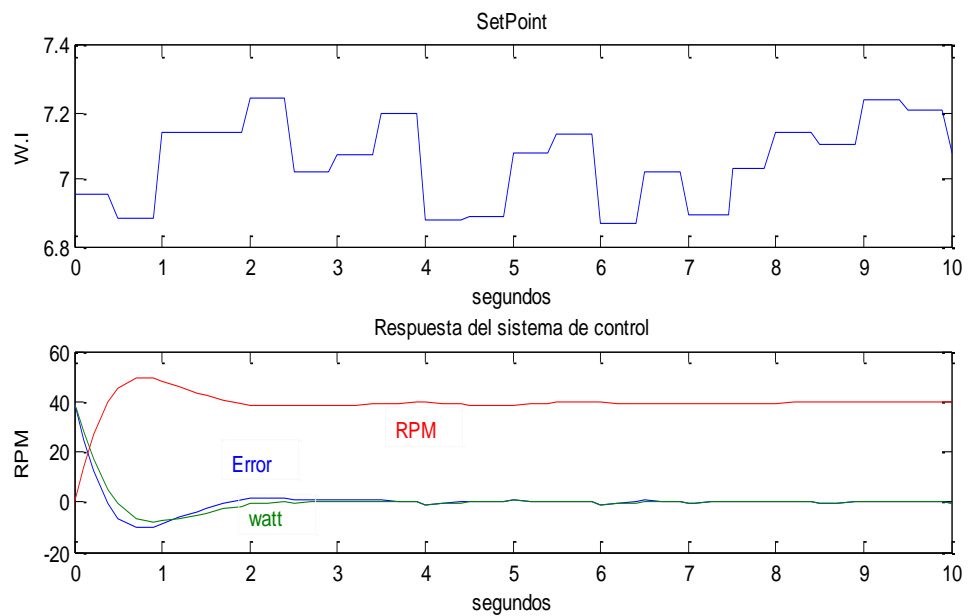


Figura N° 4.30: Respuesta del sistema de control – condición disminuye el P(80).

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.7 Simulación del sistema de control ante un aumento del $F(80)$.

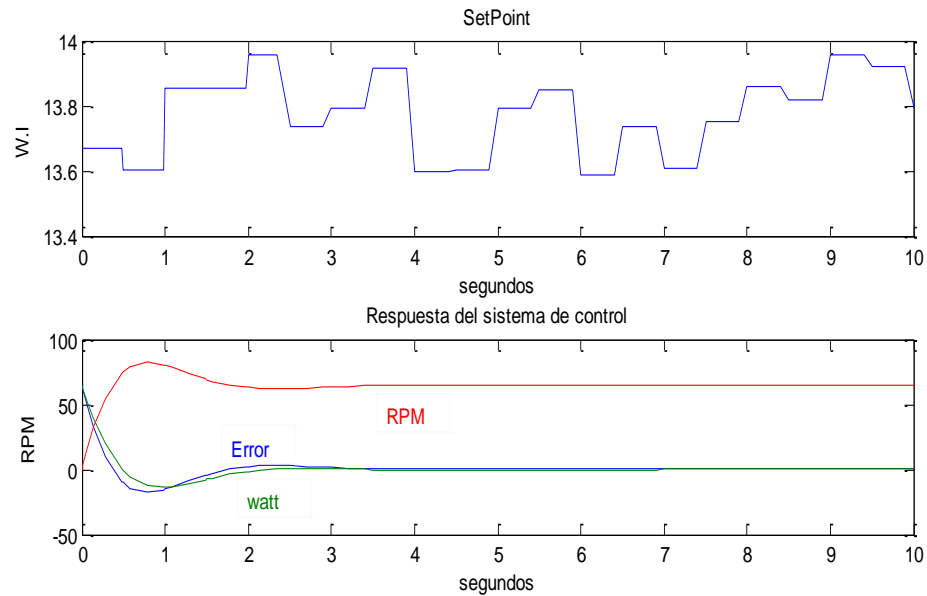


Figura N° 4.31: Respuesta del sistema de control – condición aumenta el $F(80)$

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.8 Simulación del sistema de control ante una disminución del $F(80)$.

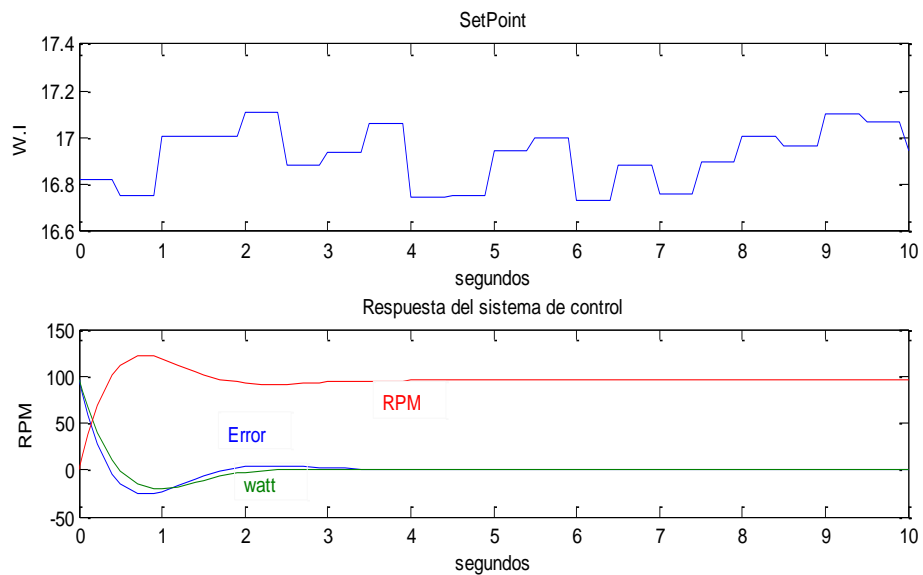


Figura N° 4.32: Respuesta del sistema de control – condición disminuye el $F(80)$.

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.9 Simulación del sistema de control ante un aumento del F(80).

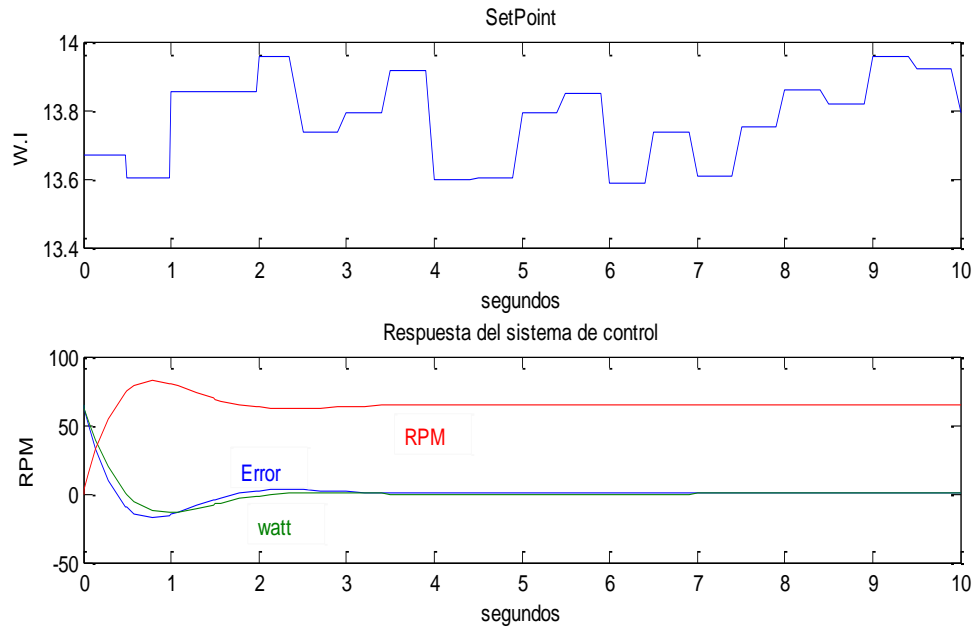


Figura N° 4.33: Respuesta del sistema de control – condición aumenta el F(80)

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.10 Simulación del sistema de control ante una disminución del F(80).

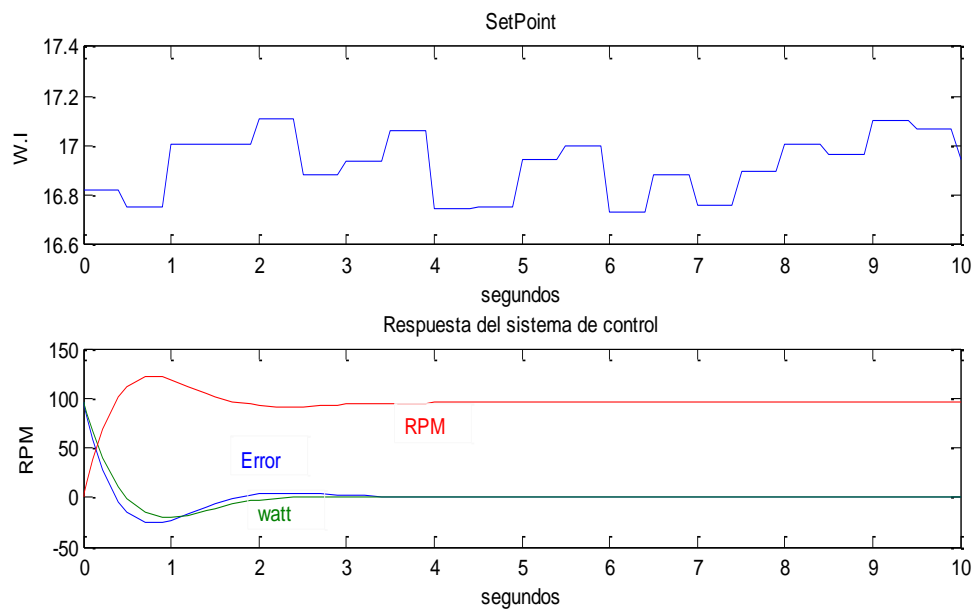


Figura N° 4.34: Respuesta del sistema de control – condición disminuye el F(80).

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.11 Simulación del sistema de control ante un aumento del P(80) y la energía.

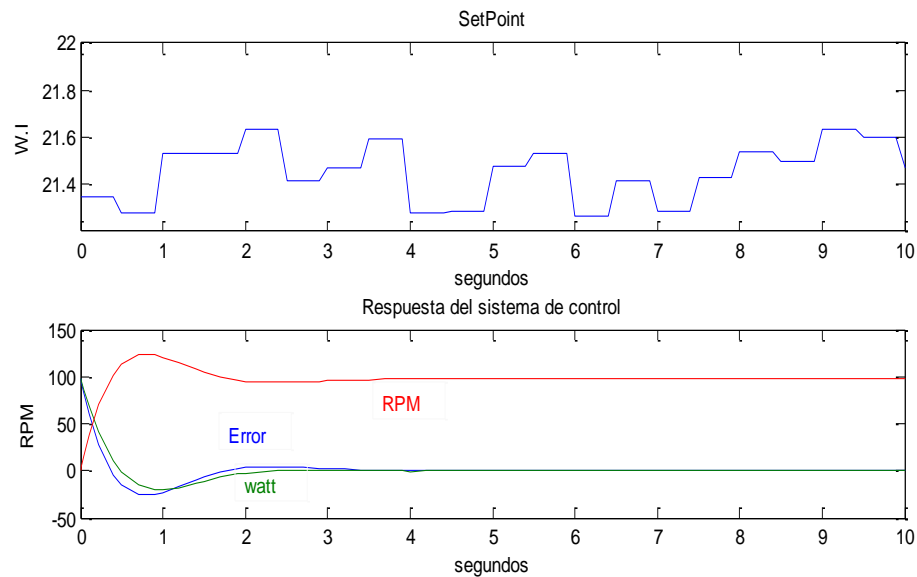


Figura N° 4.35: Respuesta del sistema de control – condición aumenta el P(80) y la energía

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.3.4.12 Simulación del sistema de control ante una disminución del P(80) y la energía.

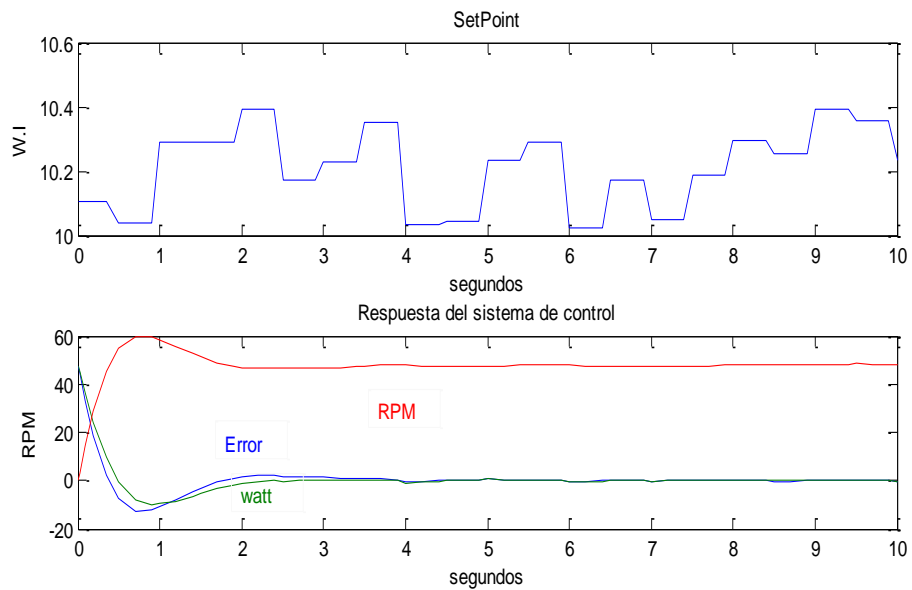


Figura N° 4.36: Respuesta del sistema de control – condición disminuye el P(80) y la energía.

Fuente: Elaboración propia obtenido del software simulink

4.4 PRUEBA DE HIPÓTESIS

La comprobación de la hipótesis se realiza de acuerdo a las pruebas de laboratorio y las simulaciones con el sistema de control propuesto.

La hipótesis general: **La reducción del consumo de energía eléctrica en el molino de bolas se puede lograr mediante el control automático de la velocidad de rotación del molino regulando las RPM de acuerdo al tipo de mineral que procesa;** se comprueba, porque al realizar las simulaciones del sistema de control propuesto este respondió de manera óptima ante varios posibles cambios de manera que el molino tendrá una velocidad de giro de acuerdo a la especie mineral que está procesando y no permanece en una sola velocidad fija sino más bien se adecua al mineral que procesa esta velocidad adecuada es correspondiente con la energía eléctrica necesaria para moler esta especie mineral.

Las hipótesis específicas:

- 1) **El sistema de control automático de velocidad del molino genera que el consumo de energía se reduzca;** se comprueban en las simulaciones donde observamos que ante cualquier cambio de la granulometría (variación del F(80), P(80)) el molino cambia las RPM adecuándose al tipo de cambio (aumento o disminución del F(80) , P(80)) si no cambia las RPM y se mantiene la misma RPM puede producir muchos finos (El consumo de energía sería excesivo) o mucha carga circulante (El consumo de energía sería deficiente) y esto se demuestra en las simulaciones del sistema de control.

- 2) **El sistema de control automático de velocidad del molino regula las RPM de acuerdo al tipo de mineral que procesa;** se comprueban en las simulaciones donde observamos que ante cualquier cambio de consumo de energía eléctrica (variación de los watt) el molino cambia las RPM adecuándose al tipo de cambio (aumento o disminución de los watt consumidos.) si aumenta el consumo de energía eléctrica esto indica que la especie mineral es más dura por lo tanto habría que aumentar la velocidad para poder moler bien y si disminuye el consumo de energía eléctrica esto indica que la especie mineral es menos dura por lo tanto habría que disminuir la velocidad para moler bien y esto se demuestra en las simulaciones del sistema de control.

4.5 DISCUSIÓN

1. Actualmente, el ahorro de energía eléctrica es un objetivo común en todos los procesos ya que el tema no solo es costo si no también conservación del medio ambiente este trabajo de investigación comprobó que se pueden realizar las dos cosas a la vez el ahorro de energía eléctrica (costos) y preservación del medio ambiente (utilización adecuada de la energía eléctrica) mediante las nuevas tecnologías como es el caso del control automático. El sistema de control propuesto es una de las alternativas ya que se podrían intentar otros sistemas de control que puedan controlar otras variables en molienda como es el caso del controlar el flujo de agua que ingresa al molino, la cantidad de mineral que se molera; etc.

2. Esta Tesis se realizó básicamente en el molino de Bond de 12" X 12" , las primeras pruebas fueron para determinar el Work Índice de las especies minerales en estudio (sulfuro, sílice y caliza) según (Coello-Velasquez,2001,pp 49-53) La energía específica consumida por una mezcla de dos minerales (caliza y magnetita) es igual a la suma ponderada de la energía específica de cada especie y los pesos de cada especie, esto quiere decir que la energía específica (Work índice) es una variable dependiente de la especie o especies minerales presentes en el proceso de molienda en esta investigación se puede verificar ya que para las tres especies el Work Index es diferente entonces tomamos como mineral menos dura a la caliza , mineral más duro a la sílice , y el sulfuro con una dureza que tendrá un valor mayor que la caliza y menor que la sílice , con estos datos se realizó la simulación ya que nos permite tener valores referenciales para poder diseñar el sistema de control. Entonces si queremos implementar un sistema de control como el propuesto debemos realizar las pruebas de laboratorio tal como se realizó en esta tesis.
3. La segunda parte de las pruebas de laboratorio fueron realizadas para el sulfuro en el molino de laboratorio pero se realizó a diferentes velocidades durante 5 minutos cada una con una carga de bolas diferente de 150 bolas de 1" obteniendo resultados que comprueban que al variar la velocidad del molino (RPM) encontramos análisis granulométricos diferentes cuanto mayor son las RPM menor es el P(80) ósea al moler el mismo mineral a más velocidad nos produce más fino el producto entonces al moler el mismo mineral a menos velocidad el P(80) aumenta que lo comprobamos en las

simulaciones. Además de esto se realizaron mediciones del consumo de energía eléctrica comprobamos que básicamente el consumo de energía es debido a la carga moledora y mover el molino ya que en moler el minera es menos del 3% entonces trataremos que el sistema de control automático mueva a la menor velocidad posible el molino sin afectar la granulometría del producto (producción de finos o aumento de la carga circulante).

4. Se prefirió el sistema de control de lógica difusa ya que realizar un modelo matemático entre el W.I y las RPM del molino es muy complicado entonces la lógica difusa se propone como un sistema de control donde tenemos que realizar reglas para relacionar estas variables en nuestro caso estas reglas se determinan de los datos de laboratorio esto es muy importante recalcar ya que este diseño del controlador pudo ser posible debido a que teníamos datos experimentales podríamos decir que sin estos datos sería muy difícil llegar a un sistema de control que logre los objetivo deseados .
5. La inversión de este sistema es básicamente en la adquisición de sistemas de medición en línea como es el caso del PSI (outokumpu) , PSM (Dandong Dongfang Measurement &Control Technology) :etc. Variador de velocidad del motor del molino , medidor multiparametros de energía eléctrica y un controlador de procesos de alta gama (PLC o DCS) .En muchos casos en una planta de procesamiento ya hay estos equipos instalados entonces tendríamos que adecuar el algoritmo de control en el controlador de la planta pero antes hay que realizar las pruebas de laboratorio.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- 1.** De la investigación realizada Podemos concluir que un buen sistema de control automático puede lograr la reducción del consumo de energía eléctrica controlando la granulometría del alimento y la granulometría del producto y al medición del consumo de energía del molino estas variables pueden ser medidas en línea (a tiempo real) ya que en la actualidad se cuenta con la tecnología para realizarlo así como también contamos con la tecnología para poder hacer que el molino de bolas pueda cambiar su velocidad , la electrónica de potencia puede hacer posible que motores de gran potencia se les pueda variar su velocidad.
- 2.** En la actualidad las plantas concentradoras que cuentan con sistemas automáticos de control en el área de molienda usan los sistemas de control de flujo de agua que ingresa al molino, miden la cantidad de mineral que ingresa al molino, la densidad de pulpa, nivel de pulpa en el cajón del molino; etc. Pero el sistema de control que hemos diseñado controla variables muy importantes como el W.I, análisis de energía consumida que siempre son variables operativas muy importantes por lo tanto este sería un aporte a la industria por que se

pueden realizar sistemas de control como el que se propone que sería de mucha utilidad para el control del proceso de molienda.

3. La variación de la velocidad (RPM) en la metodología de bond para poder determinar el W.I nos ayudó a comprender como el W.I puede modificarse .De acuerdo a la velocidad de rotación del molino observamos que si el mineral que se está moliendo le incrementamos las RPM la energía eléctrica consumida aumenta y la granulometría del producto es menor (P80), en cambio si la velocidad del molino disminuye la energía eléctrica consumida es menor y la granulometría del producto es mayor (P80).
4. El sistema de control de lógica difusa es muy bueno para casos como este (molienda de mineral) donde es muy difícil realizar un modelo matemático que relacione el Work Índice con las RPM del molino.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar las pruebas de determinación de Work Índice a diferentes RPM con más velocidades (RPM) de estudio dependiendo del tipo de mineral si es más duro (caso sílice) tomar el rango de 50RPM a 110 RPM y en el caso que los minerales sean menos duros (caso caliza) tomar el rango de 30RPM a 90RPM estos rangos nos permitirán conocer cómo se comportan estos minerales a diferentes RPM. Para el caso de minerales con Work Índice de dureza media (caso sulfuro) el rango de 50RPM a 90RPM.
2. Para el caso del estudio de como es el producto a diferentes RPM utilizar los rangos recomendados anteriormente pero el tiempo de molienda ya no solo considerar 5 minutos también realizarlo para 1, 2, 3 y 4 minutos, con estos otros datos podemos conseguir mejores resultados para determinar la fusificación del controlador y las reglas de fusificación.
3. Para estudios posteriores se puede realizar las mismas pruebas pero variando la carga de bolas ya que esta es otra variable muy importante en la molienda ya que el cambio de carga de bolas afecta el producto de la molienda y el consumo de energía eléctrica para esta tesis se considera la carga de bolas constante pero en realidad siempre está variando pero la adición de la carga de bolas también podría ser motivo de diseñar un sistema de control automático.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA

1. Austin, L. G., & Concha, F. (1994). Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. Cytel. Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el Desarrollo. Subprograma de Tecnología Mineral. Red de Fragmentación XIII-A. Concepción – Chile.
2. Chuck c. y Ciberini Víctor (2005) Modelación de un circuito de molienda y clasificación orientado al control de procesos .Revista del Instituto de investigaciones mineras de la facultad de ingeniería Universidad Nacional de San Juan Argentina. San Juan – Argentina.
3. Coello-Velázquez, A. L., & Tijinov, O. N. (2001). Molienda de minerales multicomponentes: modelo íntegro-diferencial para la valoración de la energía. Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa - Cuba.
4. Guerrero Villalba, J. C. (2016). Optimización del consumo energético de un molino de bolas variando la velocidad de rotación. Tesis para obtener el grado de ingeniero metalurgista Facultad de ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería Lima – Perú.

5. Gutiérrez, L., & Sepúlveda, J. E. (1986). Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática. Publicación CIMM–Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, Santiago, Chile.
6. Guzmán, D., & Castaño, V. M. (2009). La lógica difusa en Ingeniería: principios, aplicaciones y futuro. *Revista de Ciencia y Tecnología Vol. 24 Núm. 2 2009*. Universidad Nacional Autónoma de México. Querétaro – México.
7. Jiménez Escamilla Isaac Salomón (2012) Control de temperatura de un horno eléctrico mediante lógica difusa tesis de grado de ingeniero mecatrónico, Universidad Tecnológica de la Mixteca Oaxaca - México.
8. López, C. P. (2002). Matlab y sus Aplicaciones en las Ciencias y la Ingeniería. Prentice-Hall. Madrid – España.
9. Lynch, A. J., & Busch, P. D. (1980). Circuitos de trituración y molienda de minerales: su simulación, optimación, diseño y control: últimos avances en el tratamiento de minerales, 1. Ed. Rocas y minerales. Madrid – España.
10. Magne, L., Améstica, R., Barría, J., & Menacho, J. (1995). Modelización dinámica de molienda semiautogena basada en un modelo fenomenológico simplificado. *Revista de Metalurgia, Consejo Supervisor de Investigaciones de España*. Madrid – España.
11. Meneses Atoche, J. U. (1997). Diseño del sistema de control para un proceso de molienda en la industria minera. Tesis de Grado de Ingeniero Electrónico Facultad de ingeniería Eléctrica y Electrónica – Universidad Nacional de Ingeniería Lima – Perú.

12. Oblad A. Edward (1994). Los modelos matemáticos de las operaciones de conminucion. 1era edición, editorial Departamento de Metalurgia Universidad de San Marcos. Lima Perú.
13. Ospina Alarcón, M. A. (2009). Diseño de un sistema de control multivariable para un circuito de molienda en húmedo (Doctoral dissertation, Universidad Nacional de Colombia). Medellin – Colombia.
14. Quiroz Núñez, I. (1986). Ingeniería metalúrgica operaciones unitarias en procesamiento de minerales. Editorial UNI. Lima Perú.
15. Rojas Moreno Arturo (2012) Control de procesos practico y avanzado 1era edición ,Editorial Universidad nacional de Ingeniería. Lima – Perú.
16. Sampieri, R. H., Collado, C. F., Lucio, P. B., & Pérez, M. D. L. L. C. (2014). Metodología de la investigación (6ta.Edic.).Editorial Mcgraw-hill. Mexico D.F.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO: REDUCCIÓN DEL CONSUMO ENERGÉTICO DE UN MOLINO DE BOLAS MEDIANTE UN SISTEMA DE CONTROL AUTOMÁTICO PARA LA VELOCIDAD DE ROTACIÓN DEL MOLINO”

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	DISEÑO METODOLOGICO
Problema General ¿Cómo reducir el consumo energético del molino de bolas cuando la mineralogía de la especie mineral cambie y mantener el tamaño del producto de la molienda?	Objetivo General Lograr la reducción del consumo energético del molino de bolas aplicando un sistema de control automático para la velocidad del molino.	Hipótesis General. La reducción del consumo de energía eléctrica en el molino se puede lograr mediante el control automático de la velocidad de rotación del molino de acuerdo al mineral que procese.	Variable dependiente : Y Y1: Reducción del consumo de energía eléctrica en un molino de bolas	<ul style="list-style-type: none"> • Consumo de energía eléctrica • Distribución granulométrica del producto • Variación de las RPM 	Tipo de Investigación Básica ,aplicada, tecnológica Nivel de Investigación: Investigación Correlacional Método de Investigación: Experimental Cuantitativa Técnica: Evaluación de resultados de laboratorio <ul style="list-style-type: none"> • Determinación de granulometría e el alimento y el producto • Medición de energía eléctrica consumida en el proceso de molienda
PROBLEMA ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICAS	Variable Independiente X		
Problemas específicos 1- ¿Cómo podríamos controlar la conminucion cuando el tipo de mineral cambie? 2- ¿Cómo minimizar el consumo energético variando la velocidad de rotación del molino según la especie mineral a moler?	Objetivos Específicos 1) Diseñar un sistema de control automático para controlar la velocidad del molino de bolas. 2) Lograr una metodología para predecir el consumo de energía en el molino variando la velocidad del molino de acuerdo al tipo de mineral que procesara	Hipótesis específicas 1- El sistema de control automático de velocidad del molino genera que el consumo de energía se reduzca. 2- El sistema de control automático de velocidad del molino regula las RPM de acuerdo al tipo de mineral que procesa	X1: Sistema de control automático para controlar la velocidad de rotación del molino		