



**MINISTERIO DE EDUCACIÓN
SUPERIOR**

**FACULTAD METALURGIA-
ELECTROMECAÁNICA**

Molibilidad del carbón bituminoso, la laterita y sus mezclas.

Autora: Ing. Marianna Torres Guzmán.

Tutor: Dr. C Alfredo L Coello Velázquez.

Moa, 2022



MINISTERIO DE EDUCACIÓN

SUPERIOR

FACULTAD METALURGIA-

ELECTROMECAÁNICA

**Molibilidad del carbón bituminoso, la laterita y
sus mezclas.**

Para Optar por el Título de: Master Metalúrgica

Autora: Ing. Marianna Torres Guzmán. Firma_____

Tutores: Dr. C Alfredo L Coello Velázquez. Firma_____

Moa, 2022



Declaración de Autoría:

Yo: Ing. Marianna Torres Guzmán

Autora de este trabajo de maestría, certifico su propiedad intelectual a favor de la Universidad de Moa "Dr. Antonio Núñez Jiménez", la cual podrá hacer uso del mismo con la finalidad que estime conveniente.

Ing. Marianna Torres Guzmán _____ Dr. C Alfredo L Coello Velázquez_____

Pensamiento:

***El corazón del entendido adquiere
sabiduría y el oído de los sabios busca la
ciencia.***

Proverbios 18:15

Dedicatoria

Dedico mi trabajo de maestría que me acredita como una futura profesional en primer lugar:

A DIOS todopoderoso, que me guía en todas las decisiones de mi vida.

A mis padres, mi hermana y mi amado esposo por su amor y apoyo incondicional.

A mi tutor Alfredo L Coello Velázquez por su dedicación, paciencia y amor al brindarme de sus conocimientos.

A mi familia que siempre han estado apoyándome.

A mis profesores, amigos que me han brindado su mano amiga a lo largo de esta bella carrera.

A todas aquellas personas que directa o indirectamente siempre estuvieron apoyándome.

Agradecimientos

*Primero a Dios, por darme las fuerzas y la capacidad para llegar a esta etapa de la vida, haciéndome ver que para él no hay nada imposible.
A mis padres por darme la vida y así formarme como un profesional.*

A mi esposo por su apoyo y a mi hijo por ser el protagonista de mis alegrías de esta meta alcanzada.

A nuestra grandiosa revolución que nos da la posibilidad para la formación como futuros profesionales.

A mi tutor Alfredo L Coello Velázquez por convertirse en mi mentor, la persona que a lo largo de mi carrera me enseñó a dar pasos firmes y a formarme como una buena ingeniera.

A todos aquellos quienes me brindaron ayuda incondicional para realizar este trabajo y quedara impregnado en mi la base de su experiencia.

A mis amistades por su colaboración a lo largo de la carrera.

Muchas gracias

RESUMEN

En el presente trabajo tiene como propósito determinar la molibilidad del carbón bituminoso, la laterita y sus mezclas mediante el estudio cinético bajo los conceptos de la teoría moderna de conminución de minerales. La muestra del carbón bituminoso se obtuvo en la unidad de Proyectos de Nicaro perteneciente al Centro de Investigaciones del níquel, el mineral laterítico fue tomado de los yacimientos Camarioca Este (CE), Yagrumaje Norte (YN) y Yagrumaje Sur (YS), los cuales se procesaban en la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara". Para llevar a cabo la investigación, fue necesario la determinación de la composición granulométrica de los materiales, para determinar el Índice de Bond y el modelo cinético acumulativo. Se realizaron pruebas con diferentes porcentos de carbón bituminoso con mineral laterítico. A partir de los resultados de la molienda, se obtuvieron los valores de los coeficientes k_i , C y n del modelo cinético-acumulativo. Como resultado del trabajo se exponen los valores de los coeficientes del modelo cinético acumulativo para el carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas. Las comparaciones en la determinación del Índice de Bond demostraron que con una sustitución del petróleo aditivo por el carbón bituminoso en el rango de (3,5 a 4,5) % no se genera un aumento significativo en el consumo energético de los molinos de la ECG, mientras que en el rango de (5,0 a 5,5) % se presenta un pequeño incremento en el consumo energético equivalente a 3,0 kW-h/t aproximadamente.

Palabras clave: Carbón bituminoso, mineral laterítico, proceso de molienda, modelo cinético acumulativo, Índice de Bond.

ABSTRACT

The purpose of this paper is to determine the grindability of bituminous coal, laterite and their mixtures through the kinetic study under the concepts of the modern theory of mineral comminution. The bituminous coal sample was obtained at the Nicaro Projects unit belonging to the Nickel Research Center, the lateritic ore was taken from the Camarioca Este (CE), Yagrumaje Norte (YN) and Yagrumaje Sur (YS) deposits, which they were processed in the "Comandante Ernesto Che Guevara" Company. To carry out the investigation, it was necessary to determine the granulometric composition of the materials, to determine the Bond Index and the cumulative kinetic model. Tests were carried out with different percentages of bituminous coal with lateritic ore. From the milling results, the values of the coefficients k_i , C and n of the kinetic-cumulative model were obtained. As a result of the work, the values of the coefficients of the cumulative kinetic model for bituminous coal, lateritic ore and their mixtures are exposed. The comparisons in the determination of the Bond Index showed that with a substitution of additive oil for bituminous coal in the range of (3.5 to 4.5) %, a significant increase in the energy consumption of the mills of the plant is not generated. ECG, while in the range of (5.0 to 5.5) % there is a small increase in energy consumption equivalent to approximately 3.0 kW-h/t.

Key words: Bituminous coal, lateritic ore, grinding process, cumulative kinetic model, Bond Index.

Índice

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO.....	8
1.1 Aspectos generales sobre los minerales lateríticos.	8
1.2 Carbón bituminoso y sus propiedades.....	9
1.2.1 Usos del carbón bituminoso	10
1.3 Mercado del Carbón.	11
1.4 Aspectos generales de la molienda de minerales.....	12
1.5 Cinética de la molienda.....	13
1.6 Fundamentos físicos de los fenómenos de fractura de materiales.	16
1.7 Generalidades sobre las funciones de fractura.....	18
1.7.1 Función de razón de fragmentación y la cinética de la aparición	18
CAPÍTULO II. MATERIALES Y MÉTODOS	22
2.1 Materiales utilizados en la investigación.	22
2.2 Métodos, procedimientos y técnicas	24
2.2.1 Procedimiento para la conformación y preparación de los materiales.....	24
2.2.2 Métodos de homogenización y cuarteo para la preparación de las muestras	26
2.2.3 Procedimiento para la determinación de la composición granulométrica de los materiales.....	29
2.2.4 Procedimiento para el tamizado por vía húmeda.	29
2.3 Modelación de la composición granulométrica. Modelos de G-S y R-R.	30
2.4 Cálculo de la carga de bola y la masa de material para alimentar al molino.	33
2.5 Determinación del Modelo cinético acumulativo	37
2.6 Determinación de la función de selección S	39
2.7 Procedimiento para determinar el consumo energético de las mezclas.	39

2.8 Equipos utilizados para el desarrollo de la investigación.	43
CAPÍTULO III. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	52
3.1 Análisis granulométrico del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.	52
3.1.1 Resultados de la composición granulométrica de las mezclas.	53
3.2. Comparación de los modelos de Rosin-Ramler y Gaudin-Schumann para el mineral laterítico.	56
3.2.1 Modelos de R-R y G-G-S para el carbón bituminoso.....	58
3.2.2 Modelo de R-R y G-G-S para las mezclas de carbón bituminoso con mineral laterítico.....	60
3.3 Modelo cinético del mineral laterítico, el carbón bituminoso y sus mezclas.....	66
3.3.1 Modelo cinético acumulativo para las mezclas de carbón bituminoso y laterita.....	68
3.4 Resultados de la determinación de la función de razón de fragmentación (S).	72
3.5 Resultados obtenidos para determinar el índice de Bond.....	73
3.6 Consideraciones ambientales del estudio.....	77
Conclusiones generales.	80
BIBLIOGRAFÍA	83
Anexos	88

INTRODUCCIÓN

.

INTRODUCCIÓN

La industria metalúrgica requiere de tecnologías y materias primas que generan altos desembolsos y producciones de alto valor agregado a bajo costo. En Cuba se concentran reservas importantes de Níquel que ubican al país en el quinto lugar a nivel mundial con 5,5 millones de toneladas y como exportador con 49 mil toneladas ocupa el noveno lugar. En la tecnología CARON empleada en la empresa Comandante "Ernesto Che Guevara", ubicada en el municipio de Moa (provincia Holguín), ha tenido gran significación el estudio de la molienda del mineral laterítico debido a los complejos fenómenos que tienen lugar en el proceso y sus altos consumos de energía. (Coello-Velázquez, 1993; Coello Velázquez- Falcón-Hernández, 1991). Debido a la situación política-económica actual, el precio del petróleo a aumentado más de un 100 % de su valor (118,72 USD precio reportado por la OPED en marzo 2022). Por tal razón es necesario el estudio de combustibles más baratos (carbón bituminoso) en el proceso reducción como estrategia para mitigar el costo de producción. Actualmente los precios del petróleo rondan por los 110 UDS el barril.

Varios han sido los enfoques teóricos propuestos por varios científicos respecto a las operaciones de conminución. Rittinger (1867) y Rick (1883) presentaron los primeros intentos de encontrar una explicación para los elementos esenciales del proceso de trituración. A causa de los diferentes resultados obtenidos por ambos, estas dos teorías se enfrentaron por más de 100 años. Luego Fred Bond saco a la luz su llamada "tercera teoría de la molienda"(Bond,1950).

Una de las mayores aplicaciones de la ecuación de Bond es el índice de trabajo operativo, que se utiliza en muchas plantas de procesamiento de minerales para el diseño y control de operativo del molino (Wills y Finch, 2016).

El enfoque estadístico probabilístico nació de las consideraciones realizadas por Griffin (1920), Frenkel y Kontorovo (1943), Kontorovo (1940) y otros sobre carácter probabilístico de la fragmentación.

Epstein (1948) considera que, si se supone que los defectos se distribuyen al azar con una cierta densidad por unidad de volumen, entonces la formulación estadística del problema se hace evidente. También formuló dos funciones: función de selección (tasa específica de rotura) y función de distribución de rotura. La primera podría interpretarse como la probabilidad que tiene una partícula mineral, de un tamaño dado, de romperse, y depende de las propiedades del mineral y del equipo de molienda (Lynch, 1977).

La función de distribución de fragmentación describe la redistribución de las partículas obtenidas por la fragmentación de partículas más grandes. Estas funciones son la base de las aplicaciones del Método de Balance de Poblaciones de Partículas (PPBM), la principal herramienta para la modelización y simulación del proceso de cominución. Broadbent y Callcott (1956), Reid (1965), White (1974), Austin et al. (1983) sentó las bases del desarrollo y futuras aplicaciones innovadoras del método PPB. una de las soluciones de la ecuación de molienda discontinua y representa la ecuación de primer orden de molienda (eq. 1).

$$w(i) = w(i) \exp[-S(i)t] \quad (1)$$

Según Austin y Luckie (1972), la función de selección puede calcularse mediante la ecuación (2).

$$S_i = a_{\tau} x_i^{\alpha} \quad (2)$$

Austin y Concha (1994) consideran que las unidades de " a_τ " en la ecuación (2) variarán para diferentes valores de α , por lo que, para comparar un material con otro, bajo condiciones de ensayo estandarizadas, es conveniente utilizar la ecuación (3) en la forma:

$$S_i = ax_i^\alpha \quad (3)$$

$$a = [\text{min}^{-1}]$$

$$x_i = \frac{x_i}{x_0} = [u]$$

$$x_0 = 1 \text{ mm}$$

Se supone que el valor de S_1 es constante con el tiempo t y se determina a partir de la pendiente de frente a t en un gráfico semilogarítmico. La fórmula, dada en otra parte (Austin, Klimpel, et al. 1984) para la variación de la tasa específica de rotura (S_i) con el tamaño de partícula es la siguiente:

$$S_i = ax_i^\alpha Q_i \quad (4)$$

$$Q_i = \frac{1}{1 + \left(\frac{x_i}{\mu}\right)^\Lambda} \quad (5)$$

$$\Lambda \geq 0,$$

μ = es el tamaño cuando $Q_i = 0.5$.

Λ es un parámetro que tiene un valor positivo que muestra una disminución en la tasa de rotura a medida que aumenta el tamaño de partícula (Austin y Concha, 1994).

Leyva, Coello-Velázquez et al. (2015) en el modelo estructural de Whiten para la trituración de cono Whiten (1972), para caracterizar la función de distribución de rotura utilizan la ecuación de Austin y Luckie (1972) con buena aceptación del error estimado.

$$B_{i,j} = \varphi \left(\frac{x_i}{x_j} \right)^m + (1 - \varphi) \left(\frac{x_i}{x_j} \right)^l \quad (6)$$

Las funciones de selección y de distribución de la fragmentación se utilizan para investigar la cinética de reducción de tamaño en molinos giratorios (Austin y Lukie, 1972). En los últimos años, el modelo cinético respectivamente, sugeridos por los investigadores, se han utilizados en aplicaciones industriales y de laboratorio (Deniz, 2013).

Los análisis de reducción de tamaño en molinos de bolas giratorios, utilizando los conceptos de tasa específica de rotura y función de distribución de rotura, han recibido una atención considerable, sin embargo, los parámetros cinéticos del proceso de molienda para las mezclas de carbón bituminoso y laterita se limitan a la determinación del índice de Bond y la influencia del % de carbón añadido en el consumo energético, no hay evidencias de la realización de estudios que permitan valorar la molibilidad de estos materiales.

Objeto de estudio: Cinética de la molienda de carbón bituminoso, laterita y sus mezclas.

Campo de acción: Aspectos esenciales de la nueva Teoría de la conminución, su cinética y procedimientos para la determinación de sus parámetros.

Problema de la investigación: El estudio de los parámetros cinéticos del proceso de molienda para las mezclas de carbón bituminoso y laterita ha requerido del desarrollo de varios trabajos de investigación, sin embargo, no hay evidencias de estudios que permitan la toma de decisiones para garantizar su empleo en la industria del níquel y asegurar la estabilidad de los costos energéticos en la molienda de minerales lateríticos.

Objetivo General: Determinar la molibilidad del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas, mediante el estudio cinético bajo los conceptos de la teoría moderna de conminución de minerales.

Objetivos específicos:

- Caracterizar granulométricamente cada material inicial y los productos del proceso de molienda para las mezclas de carbón bituminoso y laterita.
- Determinar el modelo cinético acumulativo para la estimación del contenido de las clases en el tiempo para los materiales constituyentes y sus mezclas.

Hipótesis: La caracterización granulométrica de los productos de la molienda y su desarrollo en el tiempo, permitirá determinar los parámetros del modelo cinético acumulativo (carbón bituminoso y laterita) y plantear las pautas para su procesamiento y posterior utilización como material alternativo en la generación de energía en la industria extractiva del níquel.

Tareas de investigación:

- Establecimiento del estado de la sistematización de los conocimientos y teorías relacionadas con el objeto de estudio.
- Caracterización de los materiales empleados.
- Toma y preparación de muestras.
- Determinación de la composición granulométrica de los productos triturados y molidos.
- Determinación de la cinética de molienda del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.
- Determinación de los parámetros del modelo cinético acumulativo.

Métodos de investigación:

Para el diagnóstico del objeto de investigación y la formulación del problema se hizo uso del método histórico – lógico, además de los procedimientos teóricos del análisis y se emplearon los métodos empíricos, tales como las técnicas estadísticas y procedimientos propios del área de investigación.

CAPÍTULO I

CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO

En el presente capítulo se realiza un análisis de los aspectos importantes para el desarrollo de la investigación, incluyendo los trabajos relacionados con el tema en cuestión.

Objetivos de Capítulo

- Caracterizar los yacimientos lateríticos y el carbón bituminoso.
- Mostrar las generalidades del proceso de trituración y molienda de minerales.
- Exponer los fundamentos de la cinética de molienda y las generalidades de las funciones de fractura.

1.1 Aspectos generales sobre los minerales lateríticos.

En la naturaleza existen varios tipos de minerales de los que es posible extraer metales estratégicos tales como el níquel, el que se utiliza como materia prima para las industrias productoras de acero inoxidable. Países como Nueva Caledonia, Japón, Rusia, USA, Brasil, Grecia, Cuba, Indonesia, Filipinas, República Dominicana, Australia, Guatemala, Colombia, Venezuela y China, cuentan con operaciones para la extracción de níquel por vía pirometalúrgica e hidrometalúrgica a partir de lateritas de níquel (Dalvi, A.D, et al., 2004).

Las lateritas son una fuente importante en la producción de níquel. La reducción de estas es una etapa crítica para todos los procesos basados en su producción. Las principales especies de minerales lateríticos son la limonita y la serpentina, los cuales tienen diferente comportamiento en el proceso de reducción (Li. S, 1999). Son el resultado de la degradación de los suelos, propiciada por cambios climáticos y exposición a humedad entre otros factores geológicos (Rodríguez et al., 2009).

Limonita: se define como $\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$ para referirse a los óxidos de hierro, naturalmente hidratados de identidad incierta.

Serpentina: mineral con una fórmula química definida $Mg_3Si_2O_5(OH)_4$ formador de rocas en dos variedades fundamentales Antigorita y Crisotilo.

Generalmente el contenido de níquel se incrementa al aumentar la profundidad del depósito (Girgin, Obut, & Üçyildiz, 2011). Pueden ser clasificadas en limonitas o saprolitas en función del contenido de hierro y magnesio.

La "laterita de níquel" se refiere a las concentraciones económicamente explotables de níquel, pero no a una zona o unidad específica. A pesar de que los perfiles de la mayoría de las lateritas de Ni sí tienen una resistencia superior a la rugosidad, rara vez contienen enriquecimientos económicamente significativos de Ni. Por lo tanto, se usa de manera flexible y no se ajusta a las definiciones convencionales; de manera similar, la terminología utilizada para diferentes partes del perfil varía ampliamente en la literatura (Dalvi, A.D et al., 2004).

1.2 Carbón bituminoso y sus propiedades.

El carbón no es un mineral desde el punto de vista geológico (Wills y Napier-Munn, 2006), es un combustible fósil que en los últimos años ha tenido gran aplicación en la industria metalúrgica como portador de calor. Hace aproximadamente de 190 a 345 millones de años se estima el surgimiento del carbón o carbón mineral, que es una "roca" muy rica en carbono utilizada como combustible fósil.

Grandes extensiones del planeta estaban cubiertas por una extensa vegetación que crecía en pantanos. Al morir las plantas, quedaban sumergidas por el agua y se producía la descomposición anaeróbica de la materia orgánica. Existen diversos tipos de carbón, la clasificación general y básica es por rango o categoría, el carbón bituminoso es uno de ellos. Los principales yacimientos explotados comercialmente del carbón bituminoso se encuentran en Estados Unidos, China y Rusia. En Cuba no existen yacimientos de este tipo de combustible, sin embargo, es utilizado en el país

el carbón bituminoso, aunque no con fines energéticos. La fórmula empírica del carbón bituminoso es $C_{137}H_{97}O_9NS$ (Brian, B, et al 2008).

El carbón bituminoso es un carbón relativamente duro que contiene betún, de mejor calidad que el lignito. Suele ser de color negro, a veces marrón oscuro, presentando a menudo unas bandas bien definidas de material brillante y mate.

1.2.1 Usos del carbón bituminoso

Los usos han variado ampliamente de acuerdo con su grado, pero son tres los campos en que se ha distinguido. Su uso de mayor importancia ha sido como combustible para generar electricidad y calor (plantas termoeléctricas, uso industrial, doméstico y ferrocarrilero). Un porcentaje considerable del uso mundial del carbón bituminoso que tenga las propiedades adecuadas ha sido la manufactura de coque de grado metalúrgico, que es el producto residual en la destilación de la hulla, y también es utilizado para la reducción de óxidos metálicos en metalurgia extractiva, (Ariztimuño A., et al 2010).

Hace años se utilizó en forma extensa para la producción de gas, y las nuevas investigaciones parecen indicar la tendencia hacia un desarrollo importante en la conversión del mismo en combustibles líquidos y gaseosos para reemplazar el petróleo y gas natural. Fue una de las fuentes principales de numerosos y variados productos químicos antes de ser suplantado en gran parte por el petróleo y gas; pero los nuevos desarrollos pueden renovar en el futuro su importancia en la misma forma como sucede con su conversión a combustibles líquidos y gaseosos. Por su forma de uso, el carbón bituminoso se conoce como carbón coquizables, usados en procesos de obtención tanto del acero y los carbones térmicos usados en la producción de vapor para generación de energía. A partir de 1980, se empezaron las investigaciones para desarrollar gasolina a partir de carbón. El alto coste en la producción de gasolina de este modo, hace que no sea competitivo con el método “tradicional”, aunque el hecho

de que las reservas petrolíferas esté disminuyendo y que los pozos son cada vez más pequeños e inaccesibles hace que vuelva a estar en auge esta posibilidad (Ariztimuño A, et al 2010).

1.3 Mercado del Carbón.

El carbón es la segunda fuente de energía primaria debido a su abundancia y a las políticas adoptadas por países industrializados, que producen cerca del 80% de la energía requerida a partir de los combustibles fósiles, especialmente después de la crisis petrolera. Los principales productores de carbón son: China, Estados Unidos (EEUU), India, Australia, Rusia y Sudáfrica los cuales aportan cerca del 82% de la producción mundial, (Ponce, A.P, et al 2005).

Los carbones coquizables (de mayor calidad y precios) muestran un desarrollo interesante, aunque la producción en 2004 fue sólo de 3.4 Mt. Los precios actuales por tonelada varían entre los US\$100 y US\$132 para los primeros y US\$82 y US\$110 para los segundos.

Este es el momento para estimular la conformación de cadenas productivas de carbón donde se agregue valor al carbón y los productos derivados y donde se promueva un desarrollo adecuado de la infraestructura de transporte y portuaria que incremente la competitividad e induzca mayor productividad.

Existen tres grandes mercados de carbón: el asiático, el europeo y el estadounidense. El primero es abastecido esencialmente por Australia, Indonesia, Canadá, Suráfrica y China, mientras que el segundo lo es por Sudáfrica, Colombia, Australia, EEUU, Polonia y Rusia. En ocasiones el mercado estadounidense se autoabastece dado que dispone de reservas y que cuenta con factores importantes como la calidad e infraestructura, (Ponce, A.P, et al 2005).

1.4 Aspectos generales de la molienda de minerales.

La preparación mecánica constituye la base fundamental para el desarrollo de diversos procesos tanto metalúrgicos como de la vida diaria, de aquí su importancia. Debido a que la mayoría de los minerales están finamente diseminados e íntimamente asociados a la ganga (mineral estéril), antes de la separación, estos tienen que ser debidamente liberados; esto significa que tanto los granos del componente útil como el estéril deben quedar libres en la mezcla mineral. El objetivo principal de la preparación mecánica es relacionado con la liberación del componente útil del estéril y el aumento de la superficie de contacto, el material pulverizado aumenta su eficiencia energética debido al incremento del área por unidad de volumen (Hojas, 2006). Ambos fines se logran mediante la reducción sucesiva, hasta lograr que el grano mineral sea monofásico, o monocomponente, lo cual en la práctica es verdaderamente difícil (Coello, 1999).

La molienda, como operación unitaria, ocupa un lugar importante en un grupo numeroso de industrias tales como, el procesamiento de minerales, la industria del cemento, la cerámica y en la industria química y farmacéutica (Fuerstenau et al, 2011). Es la última operación de preparación mecánica, operación unitaria que reduce el volumen de las partículas de una muestra sólida hasta la granulometría final deseada. En este proceso las partículas son reducidas en tamaños por combinación de impacto o por abrasión bajo la acción de los cuerpos moledores, cuya energía supera la energía de cohesión interna de las partículas. Esta se puede llevar a cabo por vía seca o húmeda (Wills y Napier-Munm, (2006).

Sin ignorar que es una operación de alto consumo de energía (Laborde et al. 2000), la molienda es ampliamente utilizada en la minería, la metalurgia, el procesamiento de minerales, la industria del cemento y la construcción y la industria química entre otros. Cálculos basados en consideraciones teóricas sugieren que la mayoría de los procesos de rotura industrial, especialmente molienda, tienen, en el mejor de los

casos, una baja eficiencia en términos de la energía requerida para crear una nueva superficie (Austin et al 1984).

Este proceso se considera complejo ya que gasta cierta cantidad de energía, fundamentalmente en el movimiento de las bolas en el molino, para obtener un producto con la fineza adecuada que permita la máxima extracción de Ni + Co en los procesos posteriores (Laborde et al., 2004).

En este proceso se emplea cerca de la mitad de la energía gastada por la fábrica de enriquecimiento (Wills, et al 2006). Por esta razón se debe tratar, en la medida de lo posible, de reducir el volumen de material sometido a estas operaciones (Lynch, 1977). Los diferentes tipos de molinos usados para este proceso son los rotativos o los que dan volteretas lo cual incluye los de vara, de bolas, del guijarro, el autógeno, y del tubo.

Las principales pérdidas de energéticas están dadas, en forma de calor y ruido, en las transmisiones del accionamiento del molino. Las restantes tienen lugar durante la fricción entre partículas sin su consecuente fragmentación, en el choque metal-metal en el interior del molino y en la evaporación de la humedad contenida en la mena.

1.5 Cinética de la molienda

Para dirigir el proceso de molienda en el molino de bolas para escoger condiciones de trabajo más útil es necesario conocer cómo se efectúa el proceso dado en el tiempo, es decir conocer su cinética (Andréiev et al,1980). Se denomina cinética a la regularidad de la variación de la composición granulométrica del material que se somete a la molienda, o sea, es la regularidad de la disminución de la clase gruesa de tamaño en el proceso de molienda.

E. Davis (1939) propuso que la velocidad de variación de la clase gruesa es proporcional (directamente) a la cantidad de esta clase en el momento W en el interior del molino Mittag y Zagustin, Tobarov y Tamer lo expresaron de la siguiente forma:

$$\frac{dR}{dT} = -KR \quad (1.1)$$

donde:

R - contenido de la clase gruesa en el producto de molienda.

T - tiempo de molienda.

k- coeficiente que depende de las condiciones de molienda y las propiedades del material.

Esta proporcionalidad se debe en parte a que según va disminuyendo el contenido de la clase gruesa en el interior del molino, se va haciendo más difícil el contacto o la probabilidad de choques de los elementos moledores con el material, trayendo como consecuencia que el proceso se haga más lento y viceversa. Las características del material es otro factor que va a influir en la velocidad de la molienda.

Integrando la ecuación (1.1) se obtiene la siguiente expresión:

$$R = R_0 e^{-Kt} \quad (1.2)$$

R₀- contenido inicial de la clase gruesa, %, unidades.

Tamer dedujo la ecuación (1.2) y la denominó ecuación de la reacción de molienda, análogo a la ecuación de la reacción química y lo generalizó hasta una ecuación de mayor grado.

Zagustin en 1935 propuso la siguiente ecuación:

$$R(X_1 t) = R_0(X) e^{-a x t} \quad (1.3)$$

donde:

R(x₁) y R₀(x) - característica granulométrica del producto molido a un tiempo W e inicial respectivamente,

x - tamaño del grano,

a - constante de Rittinger.

Lo interesante en la ecuación de cinética de Zagustin radica en que para $W = \text{const}$, la ecuación describe la característica granulométrica del producto y para la x constante describe la cinética del proceso.

Sin embargo, su principal insuficiencia está relacionada con la gran dispersión de los datos estimados por el modelo y los datos experimentales en la molienda por vía húmeda, Zagustin desarrolló la ecuación sobre la base de la molienda seca del cuarzo, obteniendo una buena correspondencia coincidencia entre los datos empíricos y teóricos, modelados por su ecuación. Por lo visto, en la molienda de un material e isomorfo como el cuarzo, la molibilidad (moliendabilidad) se mantiene constante en el tiempo; la desviación de los resultados experimentales y los teóricos aumentan con el aumento del tiempo de molienda.

La constante α se puede calcular logaritmirizando la ecuación (1.3)

$$\alpha = \ln[R_0(X)/R(X_1 t)] / X t \quad . \quad . \quad (1.4)$$

Si dentro de lapsos determinados de tiempo durante el trabajo del molino de bolas se toman muestras del material desmenuzado y se determinan en ellas la masa de la clase gruesa es posible representar los resultados en un gráfico obteniéndose líneas curvas, que indican la dependencia de la masa de la clase gruesa de la duración del desmenuzamiento. La forma de la curva depende de las propiedades del material que se desmenuza y de las condiciones del desmenuzamiento. Es por eso que Andreive et al, 1980, recomienda la investigación de las curvas como parte del estudio la cinética de la molienda.

1.6 Fundamentos físicos de los fenómenos de fractura de materiales.

El termino (fractura) implica fragmentación de un cuerpo sólido en dos o más cuerpos bajo la acción de tensión. Se observan dos tipos principales de modo de la fractura en los sólidos. El primero es fractura dúctil, que es el fracaso de un material después de que ha sufrido una cantidad considerable de deformación plástica. El otro es fractura frágil, que es el fracaso de un material sin sufrir prácticamente cualquier deformación plástica, (Napier-Munn, et al, 2005).

El método de trituración se elige en función de las propiedades físicas y físico-mecánicas de los materiales y el tamaño del mineral. Las rocas minerales se clasifican en duras, blandas, viscosas y frágiles. (Coello, 1999)

La capacidad de los materiales de ofrecer resistencia a la fragmentación depende en gran medida de la presencia o no de fisuras, microfisuras y poros, estas últimos disminuyen la dureza de los materiales en general. Con el objetivo de reducir las posibilidades de la remolienda de los materiales, los equipos actuales utilizan los métodos de compresión y golpe (impacto), y adicionalmente emplean desgaste y flexión.

En la trituración gruesa, media y fina de las rocas duras y frágiles se recomienda utilizar la compresión; y en los materiales duros y viscosos, se emplea la compresión con participación del desgaste. En la trituración gruesa de los materiales blandos y frágiles es preferible emplear los métodos de corte o flexión, la media y la fina es recomendable realizarla utilizando el impacto. En la molienda se emplean prácticamente todos los métodos incluyendo la compresión, aunque están presentes con mayor fuerza el golpe y la fricción, (Coello, 1999).

En el interior de los molinos operan tres mecanismos de rotura: abrasión, desgaste e impacto.

La abrasión se percibe como un fenómeno superficial que resulta cuando dos partículas se mueven paralelas al plano de contacto. Pequeñas piezas de cada una se rompen o rajan de la superficie dejando las partículas progenitoras básicamente intactas. El desgaste se percibe como una consecuencia de condiciones similares a las que causan la abrasión, excepto que una pequeña partícula está atrapada entre dos partículas mucho más grandes. La partícula pequeña se rompe preferentemente a las partículas grandes. En rotura por impacto, la partícula que impacta se mueve perpendicularmente al plano de contacto. La cantidad de rotura que se produce está relacionada directamente con la energía específica (energía por unidad de masa) que recibe la partícula objetivo, (Napier-Munn, et al, 2005)

(Leung et al, 1987) demostró que si la energía específica del impacto es lo suficientemente baja, la distribución de tamaño de los productos de rotura es similar a la de abrasión.

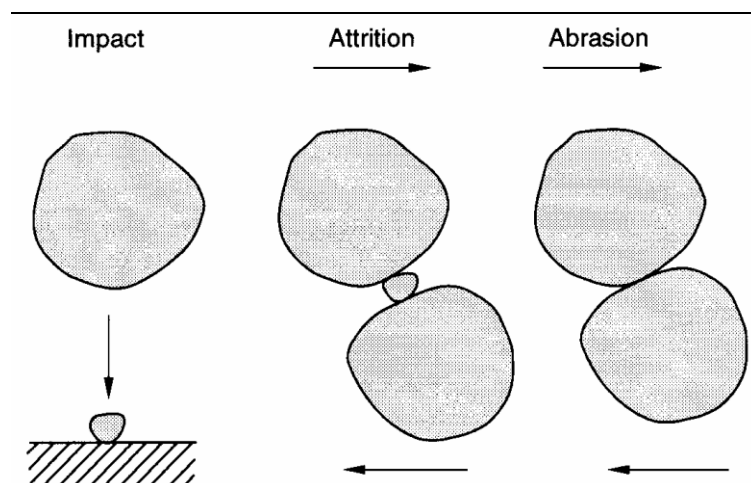


Figura 2: Principales mecanismos de rotura

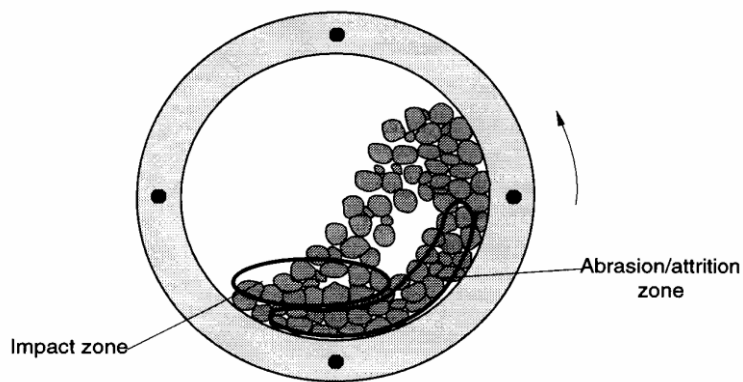


Figura 3: Movimiento de la carga y su asociación con los mecanismos de rotura.

Para que la fractura ocurra, la energía correspondiente con la energía de la superficie de fractura debe aumentar para garantizar su rompimiento, ya que mientras más pequeña es la partícula, mayor será la energía necesaria para su fragmentación, (Napier-Munn, et al, 2005).

1.7 Generalidades sobre las funciones de fractura

Los modelos basados en el balance de la población de partículas constituyen herramientas muy útiles en la modelación de procesos de trituración y molienda (Coello et al, 2011). Estos modelos constituyen métodos de caja negra (Weedon, 2001).

Básicamente se apoyan en la utilización de dos funciones principales formuladas inicialmente por Epstein (1948) y una de ellas es la función de razón específica de fragmentación que describe la probabilidad de fragmentación del mineral de un tamaño dado $[S(y)]$.

1.7.1 Función de razón de fragmentación y la cinética de la aparición

Se define como fracción de partículas del punto de tamaño x , fragmentadas en la unidad de tiempo a la razón específica de la fragmentación $S(x)$. Esta representa la probabilidad de las partículas de ser fragmentadas (Lynch, 1980).

Esta función resulta básica para la representación de un modelo realista y el conocimiento detallado de sus estructuras es esencial para la simulación del proceso.

Conclusiones

- Como resultado de la revisión bibliográfica relacionada con la temática desarrollada, se comprobó que no existe suficiente información técnica, sobre la cinética de molienda de carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.
- Los parámetros fundamentales que se consideran durante los procesos de trituración y molienda de minerales son: El tamaño de partículas, grado de reducción, tiempo de molienda y parámetros del modelo cinético-acumulativo.
- Se abordó acerca de las generalidades de las funciones de razón de fragmentación y los fundamentos cinéticos de molienda.

CAPÍTULO II

CAPÍTULO II. MATERIALES Y MÉTODOS

En todo trabajo investigativo la correcta selección de materiales y métodos es de gran importancia, porque de ello depende el éxito y la fiabilidad de los resultados.

En el presente capítulo además de lo anteriormente expuesto se señalan los principales equipos, tomas de muestras, los análisis granulométricos realizados, la determinación cinética de la molienda y se manejan los resultados obtenidos.

Los objetivos específicos de este capítulo son:

1. Exponer la metodología de la investigación además de las principales técnicas y procedimientos utilizados durante el trabajo experimental.
2. Caracterizar los principales equipos, medios de medición, y materiales empleados durante el desarrollo del trabajo

2.1 Materiales utilizados en la investigación.

Para el desarrollo de esta investigación realizada a escala de laboratorio fueron tomadas muestras de carbón bituminoso, obtenido en la Unidad de Proyectos de Nicaro perteneciente al Centro de Investigaciones del Níquel. La misma corresponde a las muestras que fueron utilizadas en las pruebas de banco para el Proyecto de Ferroníquel.

Tabla 2.1. Resultados de análisis químico y valor calórico promedio del carbón bituminoso.

Contenido de los elementos, %		Valor calórico, kcal/kg
Carbón	Azufre	7497,53
73,40	0,70	

El mineral laterítico utilizado para la realización de los ensayos fue extraído de la Muestra Tecnológica (MT) conformada para la realización de la corrida de Planta Piloto

(etapa 05) del Proyecto 600185: " Evaluación integral del mineral a alimentar en la Empresa del Níquel Comandante Ernesto Che Guevara (ECG). En ella participaron tres yacimientos: Camarioca Este (CE), Yagrumaje Norte (YN) y Yagrumaje Sur (YS). En la tabla 2.2 se muestra el porcentaje de participación de los yacimientos que participaron en la conformación de la muestra tecnológica, definido según la zona elegida para la minería hasta el 2020; así como su composición en los dos tipos fundamentales de menas.

Tabla 2.2. Participación de Yacimientos en la muestra tecnológica

Yacimientos	Composición de las Menas (%)		Participación de los Yacimientos (%)
	LB	SB	
CE	29,64	8,22	47,54
YN	16,78	7,99	36,72
YS	28,26	9,11	15,74
Total	74,68	25,32	100,00

LB: Limonita de balance SB: Serpentina de balance

De acuerdo con la tabla 2.2, la relación de LB/SB de la mezcla de los tres minerales es de 2,95, valor que se encuentra cercano al rango de diseño de la ECG, que es de una relación de LB/SB: 3/1.

En la tabla 2.3 se presenta el promedio de la composición química de los elementos.

Tabla 2.3: Composición química de los elementos de interés presentes en el mineral laterítico.

Elementos	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
Contenido, %	1,17	0,10	42,45	2,47	7,88

Como es característico de los minerales lateríticos, el hierro, es el elemento de mayor contenido, seguido por la sílice. Estos yacimientos son ricos en cobalto y el contenido de níquel puede considerarse como medio.

El petróleo tecnológico que se empleó para realizar los experimentos de Índice de Bond presentaba características similares, al empleado en los secaderos y hornos de reducción de la ECG. En el anexo 36, se muestra el reporte con las características físicas y químicas fundamentales del combustible (emitido por Economía Energética de la ECG).

2.2 Métodos, procedimientos y técnicas

Los principales métodos utilizados guardan relación con la homogeneización del mineral laterítico y la conformación de las mezclas, la preparación del carbón bituminoso y los métodos empíricos propios de la disciplina que incluye los métodos de muestro y preparación de muestras, la determinación de la distribución granulométricas de los materiales y productos y finalmente, la determinación de la cinética de molienda y el índice de Bond.

2.2.1 Procedimiento para la conformación y preparación de los materiales.

Para determinar el Índice de Bond los ensayos granulométricos se realizaron en el Centro de Investigaciones del Níquel “Capitán Alberto Fernández Montes de Oca”.

Una vez preparada y ajustada la muestra tecnológica, se conformó una pila de aproximadamente 22 m de largo por 3,5 de alto, para la que se inició el proceso de pre-homogenización, el cual se efectuó empleando el método de formación de pilas cónicas sucesivas con la utilización de un cargador frontal marca VOLVO modelo L120. El proceso de pre-homogenización se realizó en cinco pasos, aprovechándose en cada

uno, el proceso de segregación que experimenta los tamaños mayores de partículas, con el objetivo de separar las rocas mayores de 150 mm.

En la tabla 2.4 se presenta el efecto de homogenización para cada uno de los elementos de interés del mineral laterítico al concluir los cinco pasos de homogenización.

Tabla 2.4. Efecto homogenización para cada uno de los elementos de interés.

Elementos	Ni	Co	Fe	MgO	SiO₂
Efecto de homogenización (%)	92,98	93,07	95,38	89,43	91,46

Una vez concluido el proceso de homogenización, se tomaron con un cargador frontal muestras puntuales totalmente aleatorizadas de la pila de mineral prehomogenizado, conformándose una muestra compósito de 25 a 30 toneladas aproximadamente. La muestra compósito se alimentó a la sección de Preparación de Mineral de la Planta Piloto del CEDINIQ, donde se trituraron las fracciones mayores de 50 mm presentes en el mismo. Luego la muestra de mineral y de carbón bituminoso con tamaño de partícula menor a 50 mm fue expuesta a un proceso de cribado, en el que se separaron las fracciones mayores de 10 mm, porque son las fracciones de tamaños rechazadas en el proceso de Preparación del Mineral de la ECG.

El mineral laterítico con un tamaño de partícula inferior a 10 mm fue tamizado utilizando un tamiz de corte de 3,15 mm, donde las fracciones mayores de este tamaño se trituraron, con el objetivo de cumplir con las especificaciones que exige la determinación del Índice de Bond (todo el material debe presentar una granulometría menor de 3,15 mm). Igual que el caso del mineral laterítico, la muestra de carbón

bituminoso fue tamizada utilizando un tamiz de corte de 3,15 mm, triturándose todo el material que queda por encima del tamiz antes mencionado.

Finalmente, las muestra de mineral laterítico y de carbón bituminoso con una granulometría inferior a los 3,15 mm fueron homogenizados y cuarteados utilizando los métodos tradicionales de cono y anillo y divisor tipo Rifles.

Los materiales para determinar la cinética de molienda fueron trasladados para el laboratorio de beneficio de mineral de la Universidad de Moa, Dr. Antonio Núñez Jiménez, allí se realizaron los análisis granulométricos de cada uno de ellos, los mismos fueron suficiente para garantizar la conformación de las muestras representativas y necesarias para los ensayos de muestreo, la masa de la muestra tomada fue de 40 kg con fragmentos de 47 mm aproximadamente. La misma es sometida a un proceso de reducción de tamaño mediante dos etapas de trituración en trituradoras de mandíbulas, las cuales tienen un diámetro de alimentación de 100 y 25 mm y descarga de 25 y 3 mm, respectivamente. En la descarga de la primera y segunda etapa de trituración se utilizó la operación de cribado de control con un tamiz de 3,15 mm. El material que pasa a través del tamiz de control es sometido al proceso de molienda, y el retenido es recirculado en la segunda etapa de trituración.

2.2.2 Métodos de homogenización y cuarteo para la preparación de las muestras

La muestra fue seleccionada garantizando dos criterios básicos para estos casos:

- 1) que la misma sea suficiente para la realización de los experimentos.
- 2) que sea representativa tanto cuantitativamente como cualitativamente de todo el mineral.

Cada muestra de carbón bituminoso y de mineral laterítico fue preparada, homogenizada por los métodos clásicos en la preparación de muestras: el método del cono y el anillo, y el divisor tipo Johns o cuarteador de rifle.

El método del cuarteo según Mitrofanov (1982) consiste en mezclar el material para posteriormente apilarlo a la forma de un cono figura 1. Este se aplasta en forma de pastel figura 2 y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (cuatro partes iguales) figura 3. Se retiran dos cuartos opuestos y las otras dos restantes partes figura 4 forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener la homogeneidad de la muestra.



Figura 1: Cono conformado



Figura 2: Conformación del anillo



Figura 3: Divisor de Johnson



Figura 4. Operación de cuarteo.

Una vez que se tiene la muestra preparada, se procede al pesaje de la misma para obtener el gramaje con el que se trabajará durante el proceso.

Cortador de Rifles.

Este equipo consiste en un recipiente en forma de V figura 5 que tiene en sus costados una serie de canales o chutes que descargan alternativamente en dos bandejas ubicadas en ambos lados del cortador. El material es vaciado en la parte superior y al pasar por el equipo se divide en dos fracciones de aproximadamente igual tamaño.



Figura 5. Cortador de Johnson



Figura 6. Operación de cuarteo.

Ejemplos:

- 1). Se distribuye la muestra de 7,5 kg (homogenizada) uniformemente a lo largo del cortador; de los dos recipientes que reciben la muestra se descarta uno de ellos.
- 2). El contenido del recipiente que no ha sido descartado, se vuelve a verter sobre el cortador y se repite el proceso hasta obtener la muestra de tamaño deseado.

2.2.3 Procedimiento para la determinación de la composición granulométrica de los materiales.

La distribución granulométrica se realizó con ayuda del análisis de tamices. Este análisis consiste en cernir la muestra a través de un juego estándar de tamices, y en determinar el porcentaje de residuos en cada uno de estos, con respecto a la masa de la muestra inicial. En este trabajo se utiliza la serie de Taylor, en el que el tamaño de la malla metálica anterior se diferencia del tamaño de la malla metálica posterior en 2 veces (Wills y Napier-Munn, 2006).

En la mayoría de los casos durante el cernido seco sobre todo en tamices menores de 1 mm, no se logra evitar la aglomeración y prácticamente la obstrucción completa de estos. En este caso se procede a la diseminación en medio acuoso (tamizado húmedo). Las muestras se tamizan por el método húmedo o seco en dependencia del grosor del material y a la exactitud necesaria de los resultados del análisis.

2.2.4 Procedimiento para el tamizado por vía húmeda.

Este se realiza cuando la muestra contiene una cantidad considerable de material fino y material arcilloso, siendo necesaria una exactitud o precisión alta de los resultados del análisis granulométrico.

La muestra se deposita en un tamiz con orificios de pequeña dimensión, y las partículas más pequeñas (de lodo) se lavan con un chorro débil de agua. El lavado se realiza

hasta que el agua se aclare, el resto de la muestra que queda se criba, se seca y se pesa, de modo que, por las diferencias entre las masas se determina la masa de lodo lavado. Los resultados obtenidos son tabulados donde debe aparecer la clase de tamaño, la masa de material retenido en cada tamiz, el porciento en peso y la salida sumaria por más y la salida sumaria por menos

La serie de tamices utilizada para la determinación del índice de Bond fue: (3,15; 2,38; 1,6; 1,0; 0,71; 0,5; 0,4; 0,25; 0,125 y 0,075) y para la caracterización de la muestra in situ fue: (50; 25; 12,5; 9; 6,3; 3,15; 2,38; 1,6; 1,0; 0,71; 0,5; 0,4; 0,25; y 0,15). Se determinó la composición granulométrica inicial de cada muestra en particular (mineral natural, mineral serpentinito y mineral limonítico), utilizadas para realizar los ensayos de Bond; previa trituración y tamizado a (<3,5 mm).

La determinación de la cinética de molienda del material obtenido en la primera trituración se realizó por vía seca empleando la escala de tamices de 30; 25; 20; 18; 12,7; 10; 8; 6; 4,47; 3,15 mm y para el producto obtenido en la segunda etapa trituración y en la molienda el análisis granulométrico se realizó mediante la serie de tamices de 3,15; 1,98; 1,4; 1,0; 0,803; 0,59; 0,4; 0,25; 0,20; 0,147; 0,125; 0,088 y 0,074 mm respectivamente.

2.3 Modelación de la composición granulométrica. Modelos de G-S y R-R.

El modelo de Gaudin (1939), describe la posibilidad, p , del proceso de partícula esférica a través de una abertura de harnero en un intento, sirve como base para la mayoría de los modelos probabilísticos. Es útil a menudo, representar las distribuciones de tamaño por medio de una función matemática, con el fin de dibujar una curva uniforme racional a través de los puntos experimentales o para encapsular la distribución de tamaño en un menor número de parámetros ajustados, los que pueden utilizarse en otros cálculos como modelado y simulación. Dos funciones de

distribución de tamaño usadas comúnmente son las ecuaciones Gaudin-Schuhmann y Rosin-Rammler.

Gaudin-Schuhmann (Schuhmann 1940)

$$W_p = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^m \dots\dots\dots (2.1)$$

Donde

W_p = % en peso que pesa

x = tamaño

k = módulo de tamaño (tamaño en $W_p = 100$)

m = módulo de distribución = pendiente del grafico log-log de W_p vs x

Los parámetros k y m pueden determinarse gráficamente o por regresión lineal.

$$\ln \left(\frac{W_p}{100} \right)^m = m \ln x - m \ln k \dots\dots\dots (2.2)$$

Rosin-Rammler (Rosin-Rammler 1933/34)

$$W_r = 100 \exp \left[- \left(\frac{x}{k} \right)^b \right] \quad \% \dots\dots\dots (2.3)$$

Donde

W_r = % en peso que pasa

x = tamaño

a = tamaño al cual hay un $(100/e) = 36.8\%$ de partícula retenidas

b = constante = pendiente del gráfico de $\ln \ln (100/W_r)$ vs $\ln x$

Nuevamente los parámetros a y b pueden determinarse gráficamente o por regresión lineal.

$$\ln \left(\frac{100}{W_r} \right)^m = b \ln x - b \ln a \dots\dots\dots (2.4)$$

La función G-S es más apropiada para material más grueso, chancado, que ha sido harneado a algún tamaño máximo; no puede seguir la vuelta en la parte superior de la curva que existe en muchas distribuciones de tamaño. Se ha determinado que la función R-R, desarrollada originalmente para carbón, se ajusta muy bien a varias distribuciones de tamaño.

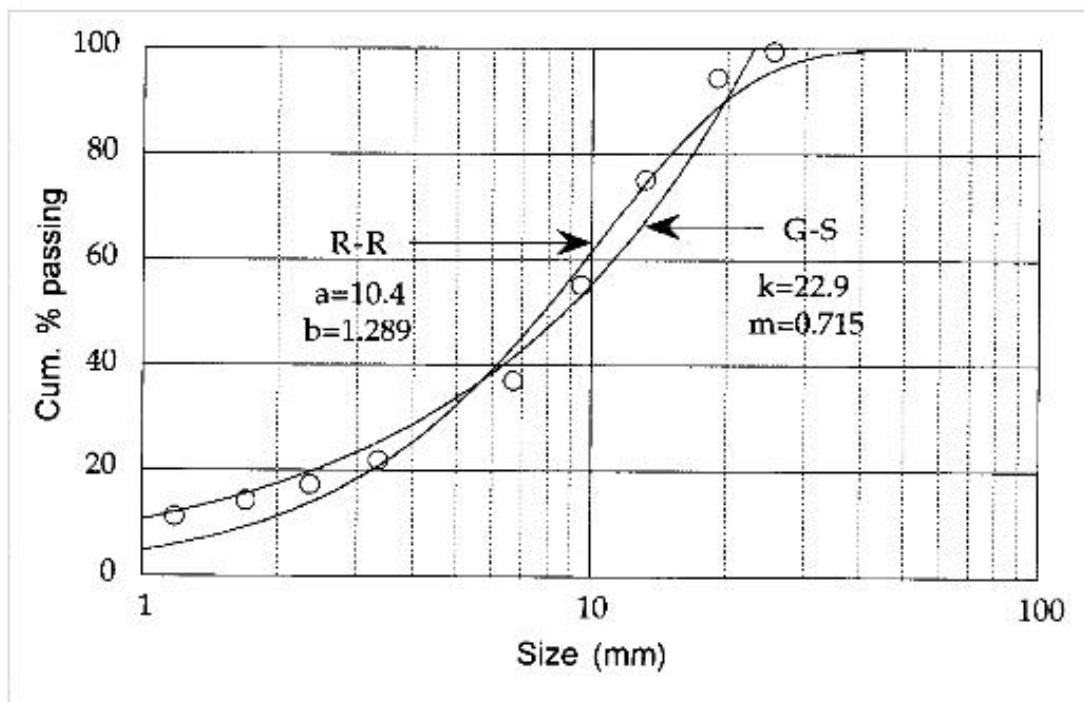


Figura 7: Distribución de tamaño de un producto de chancador, R-R; distribución Rosin-Rammler. G-S: distribución Gaudin- Schuhmann.

2.4 Cálculo de la carga de bola y la masa de material para alimentar al molino.

La carga de bola consiste en colocar al azar las bolas de distintos tamaños hasta cubrir aproximadamente la mitad del volumen del tambor. Para que el funcionamiento del molino sea efectivo deberán cargarse tanto bolas gruesas para triturar bloques gruesos del material, como también bolas de tamaño medio y pequeño para reducir por abrasión el grano de menor dimensión. Durante el trabajo continuo las bolas poco a poco se desgastan (disminuyendo su diámetro y peso), lo que conlleva al descenso del consumo de energía y de la capacidad del molino. Para compensar el desgaste es necesario periódicamente añadir bolas al molino, manteniendo una determinada correlación entre las bolas de diferentes tamaños (Katsatkin, 1971).

El número de choque de las bolas en el molino crece al disminuir su tamaño, debido a que permaneciendo la misma masa total de bolas su número crece. Por lo tanto, es recomendable la aplicación de un tamaño mínimo cuando estas todavía son capaces de moler bien un tamaño de grosor y resistencia dada. Para determinar el diámetro de la bola máxima en la carga de bola se utiliza la fórmula de Razumov (1975).

$$D = 28 \sqrt[3]{d} \quad . \quad . \quad (2.5)$$

donde:

D: diámetro máximo de las bolas, mm.

d: diámetro de las partículas de mayor tamaño alimentado al molino, mm.

Sustituyendo en la ecuación (2.5) el tamaño máximo de las partículas alimentadas al molino que es de 3,15 mm, se obtiene:

$$D = 28 \sqrt[3]{3,15}$$

$$D = 41 \text{ mm}$$

A partir de las dimensiones principales del molino de bola es posible realizar el cálculo del volumen del molino empleando la siguiente expresión:

$$V_{mol} = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot L}{4} cm^3 \quad (2.6)$$

donde:

D: diámetro útil del molino, (19,5 cm)

L: longitud del molino, (24 cm)

Sustituyendo las dimensiones principales del molino en la expresión (2.6), se obtiene:

$$V_{mol} = \frac{3,14 \cdot (19,5)^2 \cdot 24}{4} cm^2 \cdot cm$$

$$V_{mol} = 7163,9 cm^3$$

La masa total de bolas a añadir al molino se calculó teniendo en cuenta el criterio de que el equipo alcanza su mayor rendimiento cuando la carga de bolas ocupa el 45 % de su volumen interior, la densidad de bola $\gamma = (7,5 \div 7,8) \cdot 0,6 = 4,5 - 4,68 \text{ t/m}^3$, en promedio de $4,6 \text{ t/m}^3$ y las dimensiones del molino (Andréiv et al, 1980). La masa de la carga de bola se determinó mediante la expresión:

$$M_{cb} = 4,6 \cdot \frac{\pi \cdot D^2 \cdot L}{4} \cdot \theta, \text{ kg} \quad (2.7)$$

donde:

θ , grado de llenado del molino con la carga de bolas

γ , densidad de las bolas, kg/m^3

V, el volumen interior del molino (cm^3)

$$M_{cb} = 4600 \cdot 0,0071639 \cdot 0,45, \text{ kg/m}^3 \cdot \text{m}^3$$

$$M_{cb} = 14,8 \text{ kg}$$

Para $V = 7163,9$ y $\theta = 0,45$ se obtiene $M_{cb} = 15 \text{ kg}$.

Tomando como referencia la carga de bola recomendada por Bond finalmente (Giralt et al, 2006).

Tabla 2.5. Distribución de bolas recomendadas por Bond finalmente.

Tamaño de bola (cm)	No. De bola	Peso (kg)	Salida parcial (%)
3,81	18	8,803	43,7
3,175	29	7,206	35,8
2,54	44	0,672	3,3
2,223	69	2,011	10,0
1,905	93	1,433	7,1
Total:	285	20,125	100,0

A partir de estos valores es posible determinar la masa de las bolas que se emplearon en este experimento. A partir de la siguiente expresión:

$$M_1 = M_{cb} \cdot \gamma \quad . \quad . \quad (2.8)$$

Tabla 2.6. Masa de las bolas a partir de las empleadas por Bond.

M ₁	M ₂	M ₃	M ₄	M ₅
6,5	5,3	0,5	1,5	1,1

Tabla 2.7 Características de la carga de bolas seleccionado.

Diámetro de las bolas (cm)	Peso de cada bola (kg)	Cantidad de bolas a utilizar	Peso total de las bolas (kg)
3.81	0,35	18	6,5
3.175	0,18	29	5,3
2.223	0,01	44	0,5
1.905	0,03	50	1,5
13.653	0,02	69	1,1
Total	0,59	210	14,8

Es necesario determinar la cantidad de material a añadir al molino y como se partió de que el volumen ocupado por las bolas es el 45 % del volumen total del molino tenemos:

$$V_{cb} = M_{mol} \cdot 0,45 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (2.9)$$

donde V_{cb} es el volumen espacial de la carga de bola; cm^3

Al tomar como criterio fundamental, trabajar con una carga de material tal que garantice un valor constante de la función razón específica de la fragmentación, es preciso que el volumen que el mineral ocupa deber ser del 60 al 110 % de los espacios entre las bolas, el cual permite desarrollar el proceso sin que ocurra una sobrecarga del molino (esta ocurre a partir del 110 % de llenado de los intersticios con mineral (Rodríguez, 2011). Se determina el volumen de material en la siguiente expresión:

El volumen que ocupa el material debe de estar entre el 60 % y el 110 % del volumen de los espacios entre las bolas.

$$V_{mat} = (0,6 - 1,1) \cdot V_{eeb} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (2.10)$$

Siendo V_{eeh} , volumen de los espacios entre las bolas; cm^3

$$V_{eeb} = V_{cb} \cdot V_{tb} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (2.11)$$

Siendo V_{tb} , volumen total de las bolas; cm^3

$$V_{th} = \sum V_h \quad (2.12)$$

Siendo V_b , volumen de cada bola; cm^3

Sustituyendo en la ecuación (2.11), se determina el volumen de los espacios entre las bolas.

Mediante la sustitución del valor del volumen de los espacios entre bolas en la expresión (2.10), y considerando que el material ocupa el 70 % de dichos espacios, se obtiene el volumen de material

Para determinar la masa de material a alimentar al molino se utiliza la expresión:

$$M_{ali} = \rho_{mat} \cdot V_{mat} \quad (2.13)$$

donde ρ_{mat} : es la masa del volumen del material, g/cm³

M_{ali} : es la masa que se alimenta al molino para los ensayos de cinética, kg

La masa alimentada al molino se obtiene multiplicando el volumen que ocupa el material entre los espacios de las bolas y su peso volumétrico de 1,4 g/cm³.

A partir de las características de las bolas empleadas y la metodología expuesta es posible determinar los parámetros presentados en la tabla 2.8.

Tabla 2.8 Resultados de los parámetros del molino.

Parámetros	Resultados	Unidad de medida
Diámetro de la bola máxima	D = 4.1	Cm
Volumen del molino	Vmol = 7163.9	cm ³
Masa de la carga de bolas	Mcb = 14.8	Kg
Volumen de la carga de bolas	Vcb = 3223.8	cm ³
Volumen total de las bolas	Vtb = 1929.7	cm ³
Volumen de los espacios entre bolas	Veeb = 1294.1	cm ³
Volumen del material en el molino	Vmat = 776.4	cm ³
Masa que se alimenta al molino	Malim = 1.2	Kg
Velocidad crítica del molino	Vcr = 95.3	Rpm

2.5 Determinación del Modelo cinético acumulativo

Para desarrollar el estudio de la cinética de la molienda fueron tomadas muestras de carbón bituminoso y mineral laterítico homogenizadas con una masa de 1000 g. Las muestras resultado del proceso de molienda fueron sometidas al análisis granulométrico expuesto anteriormente en el epígrafe 2.2. Los tiempos seleccionados fueron 1; 2; 3; 4 y 5 min. Los resultados obtenidos se tabularon y se graficaron de acuerdo a los estándares ya existentes.

El proceso de molienda en molinos de bolas es definido por la ecuación siguiente, Menéndez et al (2006):

$$W(x, t) = W(x, 0) \cdot e^{-kt} \dots\dots\dots (2.14)$$

donde;

$W(x, t)$, es la fracción de material de tamaño x , retenida en un tiempo

$W(x,0)$, es la fracción de material de tamaño x , antes de ser molido

k , es el parámetro cinético, min⁻¹.

Los valores del parámetro cinético k , para cada tamaño, fueron determinados a partir de una regresión lineal de los valores del retenido del material en el tiempo, (Beyris et al. 2013), con un ajuste de la forma:

$$\ln(W(x,0)) - \ln(W(x, t)) = k \cdot t \dots\dots\dots(2.15)$$

Como resultado de este modelo, es posible relacionar matemáticamente el parámetro cinético k con el tamaño de las partículas mediante la siguiente ecuación:

$$k = C \cdot x^n \dots\dots\dots (2.16)$$

Los valores de C y n para cada tamaño se determinan a partir de los valores de k estableciendo una regresión lineal, con ajuste de la forma:

$$\ln k = \ln C + n \cdot \ln x \dots\dots\dots(2.17)$$

Donde los parámetros C y n dependen de las condiciones del proceso de molienda y de las características del material respectivamente. Como resultado de la combinación de las ecuaciones 2.14 y 2.16 se obtiene:

$$W(x, t) = W(x, 0) \cdot e^{-C \cdot x^n \cdot t} \dots\dots\dots (2.18)$$

Una vez conocidos los valores de C y n , la ecuación 2.18 puede ser utilizada para estimar el peso acumulado de las partículas de tamaño x en un tiempo t . La aplicación

de este modelo fue estudiada anteriormente por Finch y Ramírez – Castro y Akasani y Sonmez (Menéndez et al. 2005).

2.6 Determinación de la función de selección S

Para determinar los parámetros S_j de la función de razón específica de la fragmentación de los distintos tipos de materiales ensayados, se aplicó el siguiente procedimiento: de acuerdo con la teoría de las probabilidades, la razón de desaparición de material de tamaño j debido a la fragmentación es proporcional a la cantidad de material de tamaño j expuesto a ser fragmentado. Como se muestra en la siguiente fórmula:

$$-\frac{d}{dt}[M_j(t)W] = S_j M_j(t)W \quad \text{..} \quad . \quad . \quad (2.19)$$

Si S_j es constante en el tiempo, entonces se puede expresar:

$$\log \left[\frac{M_j(t)}{M_j(0)} \right] = -\frac{1}{2,3} S_j t \quad \text{ó} \quad \ln[M_j(t)/M_j(0)] = -S_j t \quad (2.20)$$

Donde: $M_j(0)$ es la fracción de masa del material de tamaño j para $t = 0$ (tamaño de alimentación). Entonces si $\log M_j(t)$ se plotea contra t , resulta una línea recta dependiente $\frac{S_j}{2,3}$ ó $-S_j$.

2.7 Procedimiento para determinar el consumo energético de las mezclas.

El método de Bond permite estimar el consumo real de energía a escala industrial con un error promedio ± 20 %. Es el procedimiento habitual para el dimensionado de trituradoras, molinos de barras y bolas, tanto a escala piloto como industrial.

A continuación, se ofrece una descripción de las operaciones a realizar en el desarrollo del ensayo de Bond para molinos de bolas y que fue utilizada en la determinación experimental del índice de Bond para los minerales lateríticos.

1. Preparación de la alimentación: Homogenización y cuarteo del mineral.

2. Determinación de la densidad aparente en la alimentación: Se determinó mediante la medición en un cilindro graduado (probeta), donde se prestó especial cuidado al máximo empaquetamiento posible del material en dicho cilindro, recurriéndose para esto al cribado del mismo por el tamiz de 3,5 mm.

3. Determinación del peso de 700 cm³ de alimentación mediante el valor de la densidad aparente, o directamente por pesada de dicho volumen: Este será el peso de alimentación en el primer ciclo, y en todo caso, el peso total al molino alimentado en cada ciclo.

4. Determinación del peso de producto ideal o peso ideal de finos, suponiendo una carga circulante de 250 %. Este valor será determinado por la expresión 2.

$$P_i = \frac{\text{peso700}}{3,5} \quad (2)$$

5. Caracterización granulométrica de la alimentación, con especial cuidado en la obtención del valor característico a F80, y el porcentaje de material en la alimentación inferior al tamaño de corte.

6. En el caso de que el análisis granulométrico realizado a la alimentación, se obtenga un porcentaje pasante por el tamiz de corte superior al 28 %, se realizará un ciclo vacío, se asignará cero al número de revoluciones y al número de granos netos por revolución en el primer periodo, se llevará a cabo el tamizado del total de la carga al tamiz de corte, separándose el cernido y completando el rechazo con alimentación fresca representativa hasta completar el peso inicial.

7. Introducción de la carga de alimentación en el molino, teniendo especial cuidado en el cierre del mismo. Es conveniente comprobar regularmente el estado de las juntas de cierre, para garantizar que no se produzcan acumulaciones de material no molido en los espacios que puedan quedar, o incluso pérdidas de material en el giro del molino.

8. Se hace girar el molino a un número arbitrario de revoluciones: (se recomienda 100 vueltas para materiales duros y 50 para materiales más blandos)
9. Se descarga el molino sobre una superficie tipo chapa perforada, para facilitar la separación de las bolas del material, se limpia el interior del molino y las bolas para recuperar en lo posible la totalidad de la masa introducida, posteriormente se cargan las bolas limpias.
10. Se tamiza cuidadosamente la descarga del molino, con el tamiz de corte seleccionado (0,074 mm), luego se procede a secar el rechazo en la estufa.
11. Se procede al pesado de rechazo tamizado, con precisión al menos de décimas de gramos.
12. Se determina el peso del cernido por diferencia entre el peso total del producto y el peso del rechazo.
13. Se determina la cantidad de material de tamaño menor que el tamiz de corte en la alimentación, según el análisis realizado en el paso 5, para conocer así el peso adicionado de finos en la carga de alimentación al actual período.
14. Se calcula el valor de los **gramos de finos netos producidos**, que corresponde al peso pasante producido (determinado en el paso 12), menos el peso de finos introducidos en la alimentación (determinado en el paso 13)
15. Se calcula el valor de los **gramos netos producidos por revolución (Gbp)**, dividiendo el número de gramos netos (obtenidos en el paso 14), entre el número de revoluciones del período.
16. Se añade una cantidad de muestra representativa de alimentación fresca al rechazo obtenido, para construir de nuevo el peso definido en el paso 3.

17. Se calcula la cantidad aproximada de **finos ya presentes** en la cantidad añadida en el paso 16, basándose en el análisis granulométrico del paso 5, este valor debe ser anotado para usarlo en el cálculo de los finos netos producidos en el siguiente período, como se describió en el paso 12.

18. Se calcula el peso que deberá ser molido en el próximo período para obtener la carga circulante deseada, se obtiene restando al peso ideal de finos, según el paso 4, la cantidad de finos presentes en la alimentación al molino.

19. Se determina el número de revoluciones correspondientes al siguiente período. El mismo se obtiene dividiendo la cantidad de material que debe ser molido (calculada en el paso 18), entre el número de gramos netos por revolución del período anterior (calculado en el paso 15).

20. Se añade nueva alimentación al rechazo del ensayo (como en el paso 16) y se repiten los pasos del 7 al 20. Deben realizarse, como mínimo, 5 períodos de molienda.

21. Según Bond es de esperar una convergencia del sistema donde el número de gramos netos por revolución frente al número de períodos muestre una tendencia creciente o decreciente, de forma, que en un determinado ciclo se produzca una inversión de tal tendencia, y pasados al menos los 5 ciclos, puede darse por terminado el ensayo. En todo caso, este tipo de convergencia no es general, y de no presentarse tal inversión de tendencia, se debería continuar el ensayo hasta que no haya variación significativa en el número de gramos netos por revolución.

22. Promediando los valores de gramos netos por revolución obtenidos en los tres últimos períodos (si hubo la inversión tendencia comentada en el paso 21) se obtiene mediante el **índice de molturabilidad** en molinos de bolas, **Gbp**.

23. Mediante el análisis por tamizado, se determina la distribución granulométrica del pasante del tamiz de corte en el último ensayo realizado, con el fin de determinar el valor P 80.

24. Se calcula el índice de trabajo **Wi** en molinos de bolas, expresado en kWh/t, mediante la ecuación 3, propuesta por Bond.

$$Wi = \frac{44.5}{P_{100}^{0.23} \cdot Gbp^{0.82} \cdot \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{F_{80}} \right]} \quad (3)$$

donde:

P74: tamaño de corte, μm

Gbp: índice de molturabilidad, g/rev.

P80: tamaño del 80 % de pasante en el producto, μm

F80: tamaño del 80 % de pasante en la alimentación, μm

Para llevar el valor obtenido a toneladas métricas se introduce el factor K1 = 1,1 y para considerar la molienda seca se introduce un factor K2 = 1,3

El Índice de Trabajo del carbón bituminoso fue determinado en el molino de Bond perteneciente al Laboratorio Tecnológico del Centro de Investigaciones del Níquel(CEDINIQ), para ello se utilizó la carga de bola recomendada por Bond (Giralt et al, 2006) anteriormente expuestas.

2.8 Equipos utilizados para el desarrollo de la investigación.

Durante los ensayos de laboratorio fue necesario utilizar un conjunto de instrumentos y equipos sin los cuales el cumplimiento de los objetivos trazados sería imposible de lograr. Estos son:

1. Juego de tamices: Los tamices son escogidos utilizando el estándar de Taylor, en el tamaño de la tela metálica posterior en $\sqrt{2}$ veces.



Figura 8. Tamizadora

2. Trituradora de mandíbula y molino para la determinación del Índice de Bond.



Figura 9. Trituradora de mandíbulas

Longitud de la quijada -----150 mm

Largo -----75 mm.

Boca de alimentación ----55 mm.

Boca de descarga: 6.3 mm



Figura 10. Molino de Bond

Diámetro= 0,36 m

Largo= 0,36 m

Carga de bolas: 22 kg

Vr= 70 rev/min

3. Trituradora de mandíbulas para primera y segunda etapa de trituración

Trituradora de mandíbula 360x165 mm para la primera etapa.



Figura 11: Tritura de mandíbula

Características

Boca de alimentación: ancho—100 mm

largo—165 mm

Boca de descarga: 30 mm

Longitud de la mandíbula: 320 mm

El producto obtenido en la primera etapa de trituración fue sometido a una segunda etapa en una trituradora de mandíbula 150x75 mm.



Figura 12: Trituradora de mandíbula

Características:

Boca de alimentación: Ancho--55 mm

largo---75 mm

Boca de descarga: 6,3mm

Longitud de la mandíbula: 150 mm

4. Molino de bolas

El molino de bolas es usado para la cinética, razón específica de fractura y función de distribución de fractura de partícula.



Figura 13: Molino de bolas

Características:

Diámetro: 19,5 cm

Longitud: 25,5 cm

Velocidad: 92 rpm

5. Reloj cronómetro

El cronómetro se usa para medir el tiempo de molienda para cada una de las muestras en estudio.



Figura 14: Cronómetro

6. Pie de Rey

El pie de rey se utiliza para medir el diámetro de las bolas usadas en la molienda.



Figura 15: Pie de Rey

7. Estufa

La estufa se utiliza con el objetivo de secar las muestras que son sometidas al tamizado por vía húmeda el tiempo de secado es de 24 horas a una temperatura de 120°.



Figura 16: Estufa

8. Tacómetro utilizado para medir la velocidad de rotación del molino de bolas.



Figura 17: Tacómetro

8. Balanza digital



Figura 18. Balanza digital

Características:

Rango de peso: 1– 1000 g

Error = 0.1 g

En los puntos 2,3 y 4 se muestran los equipos fundamentales utilizados para efectuar la preparación de las muestras y los experimentos planificados, así como sus especificaciones.

Conclusiones

- La calidad y veracidad de los resultados es debido a la aplicación de técnicas y métodos reconocidos, así como el empleo de equipos e instrumentos de medición en perfecto estado. Se seleccionaron las muestras a utilizar según lo establecido y homogenizadas previamente, por lo que se consideran representativas.
- Mediante la metodología descrita es posible el estudio de la cinética de la molienda del bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas, y la determinación de la función de fragmentación.

CAPÍTULO III

CAPÍTULO III. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En el presente capítulo se analizan los resultados obtenidos mediante la caracterización granulométrica del carbón bituminoso, la laterita y sus mezclas, tanto durante su etapa preparatoria como para el material producto del proceso de molienda en un tiempo variable.

Objetivos del capítulo:

- Evaluar el comportamiento granulométrico para el carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas. Modelos G-S y R-R.
- Establecer mediante pruebas estadísticas el modelo cinético acumulativo, el cual constituye una herramienta útil para la estimación de las clases de tamaño en función del tiempo de molienda.
- Determinar las funciones de razón de fragmentación (S) para representar detalladamente la simulación de las estructuras del proceso de molienda en el tiempo.
- Evaluar el comportamiento de cada ciclo de molienda en ensayo para la obtención del rango de variación del índice de Bond.

3.1 Análisis granulométrico del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.

Los resultados obtenidos en el análisis granulométrico realizado para las muestras de carbón bituminoso, el mineral laterítico aparecen en la figura 3.1. En el anexo 1 y 2 aparecen las tablas de los resultados granulométricos de ambos.

A juzgar por dicha figura, se observa la prevalencia de granos finos en el mineral laterítico y la uniformidad en las partículas gruesas y finas del carbón bituminoso. Para un diámetro de 0,71 mm fue tamizado de mineral laterítico y de carbón bituminoso un 74,41 y 43,47 % respectivamente demostrando mayor porcentaje de fineza en el mineral laterítico.

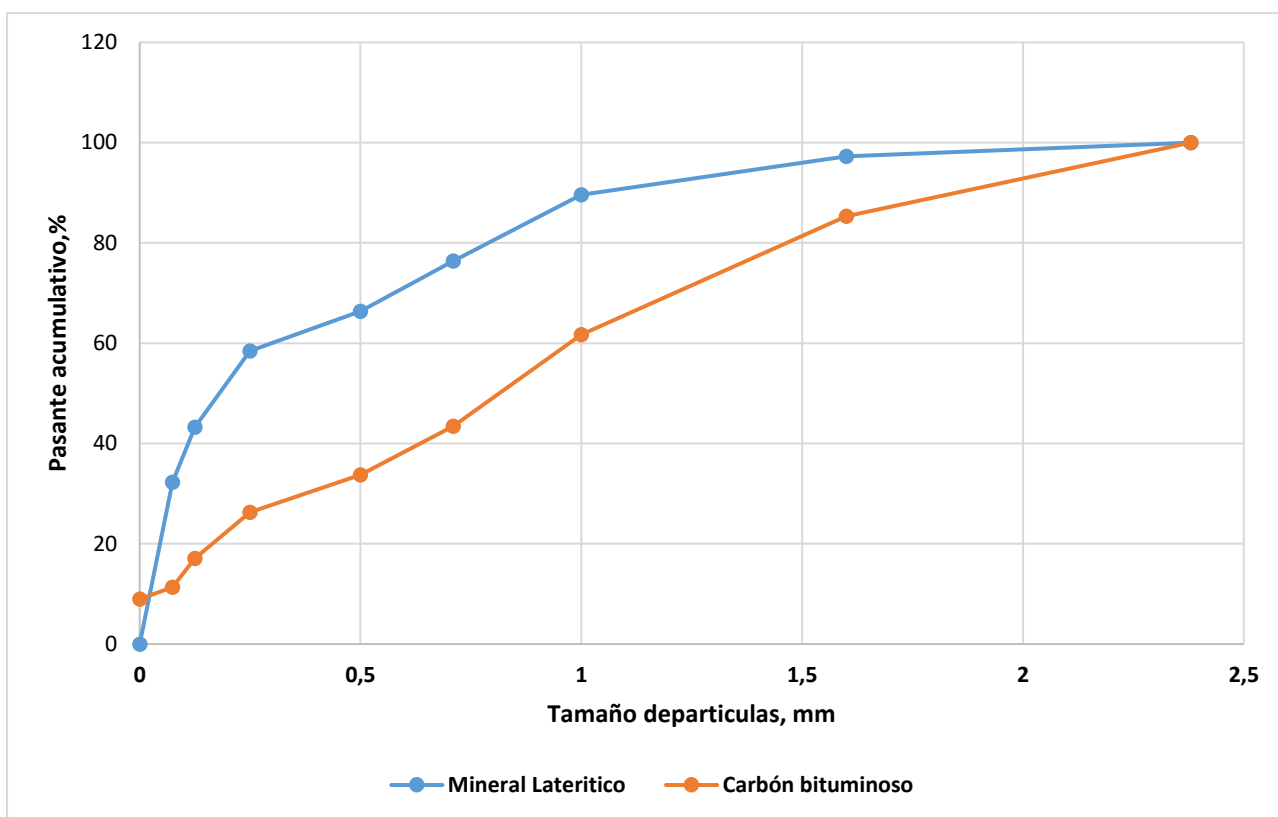


Figura 3.1: Composición granulométrica del carbón bituminoso y el mineral laterítico.

3.1.1 Resultados de la composición granulométrica de las mezclas.

En la figura 3.2 se muestra el comportamiento granulométrico de las mezclas de mineral laterítico y el carbón bituminoso. En el anexo 3,4 y 5 aparecen las tablas de los resultados granulométricos de cada una de ellas.

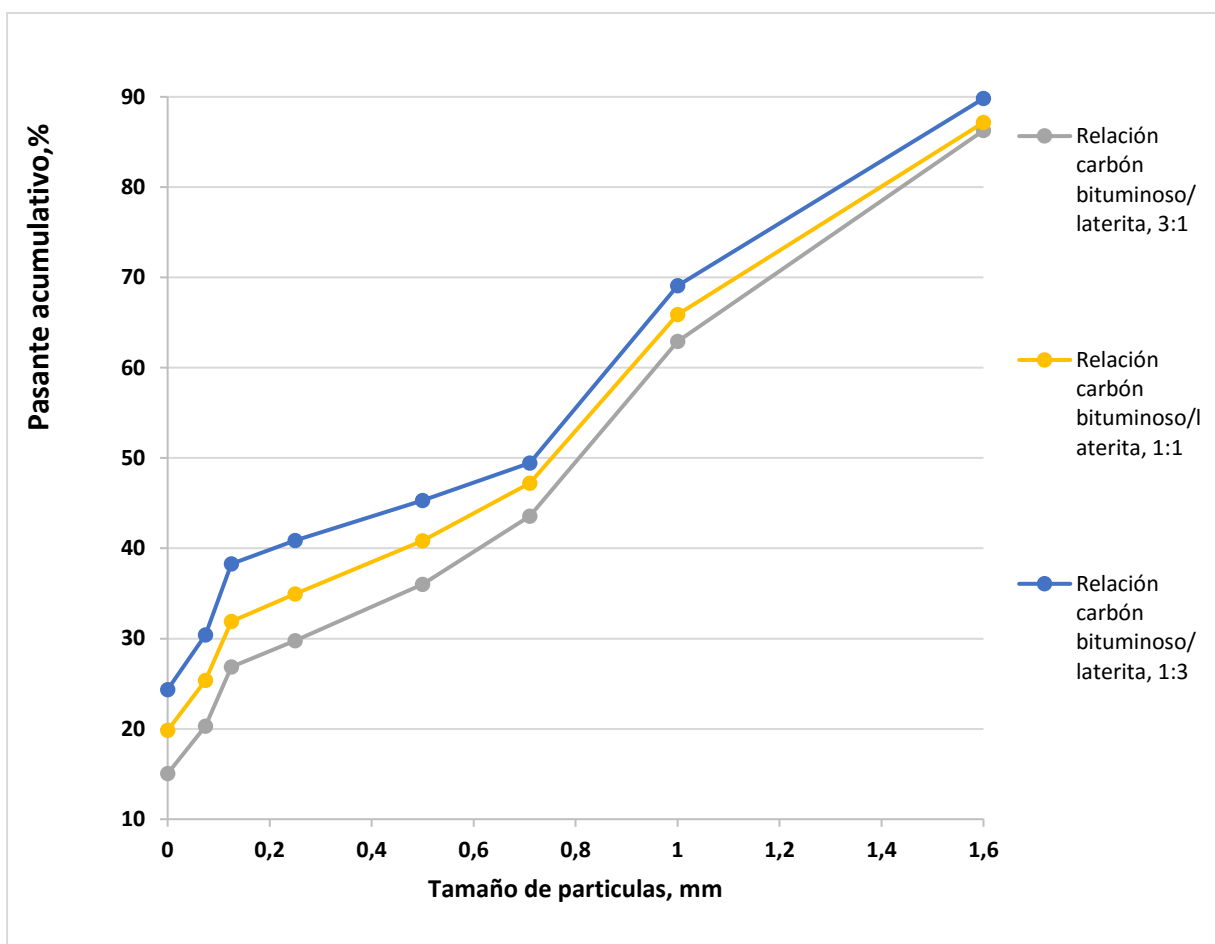


Figura 3.2: Análisis granulométrico de las mezclas de carbón bituminoso y el mineral laterítico.

La adición del carbón bituminoso hace variar la composición granulométrica de las muestras. Dado su uniformidad, la tendencia de la distribución granulométrica en la mezcla se ve afectada por el incremento del carbón.

En la figura 3.3 está representada la distribución granulométrica del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.

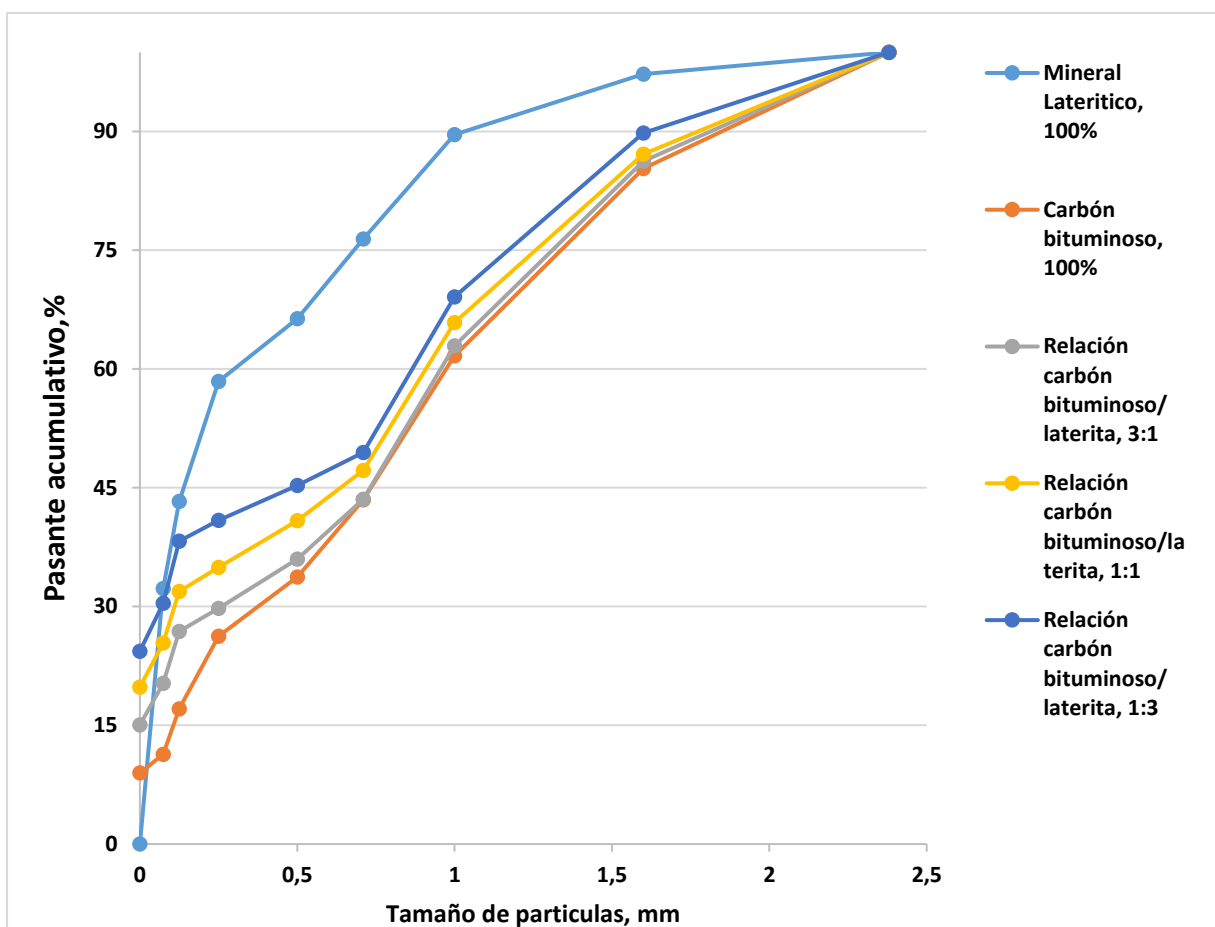


Figura 3.3: Composición granulométrica del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.

A juzgar por la figura anterior las curvas de la distribución granulométrica de las mezclas ocupan un lugar intermedio entre ambos materiales. Resultados coincidentes con Coello et al. (2008), quienes estudiando la molibilidad de las mezclas de serpentinita y limonita demostraron este comportamiento.

3.2. Comparación de los modelos de Rosin-Ramler y Gaudin-Schumann para el mineral laterítico.

En la figura 3.4 y 3.5 se muestran los resultados de los modelos de R-R y G-G-S para el mineral laterítico.

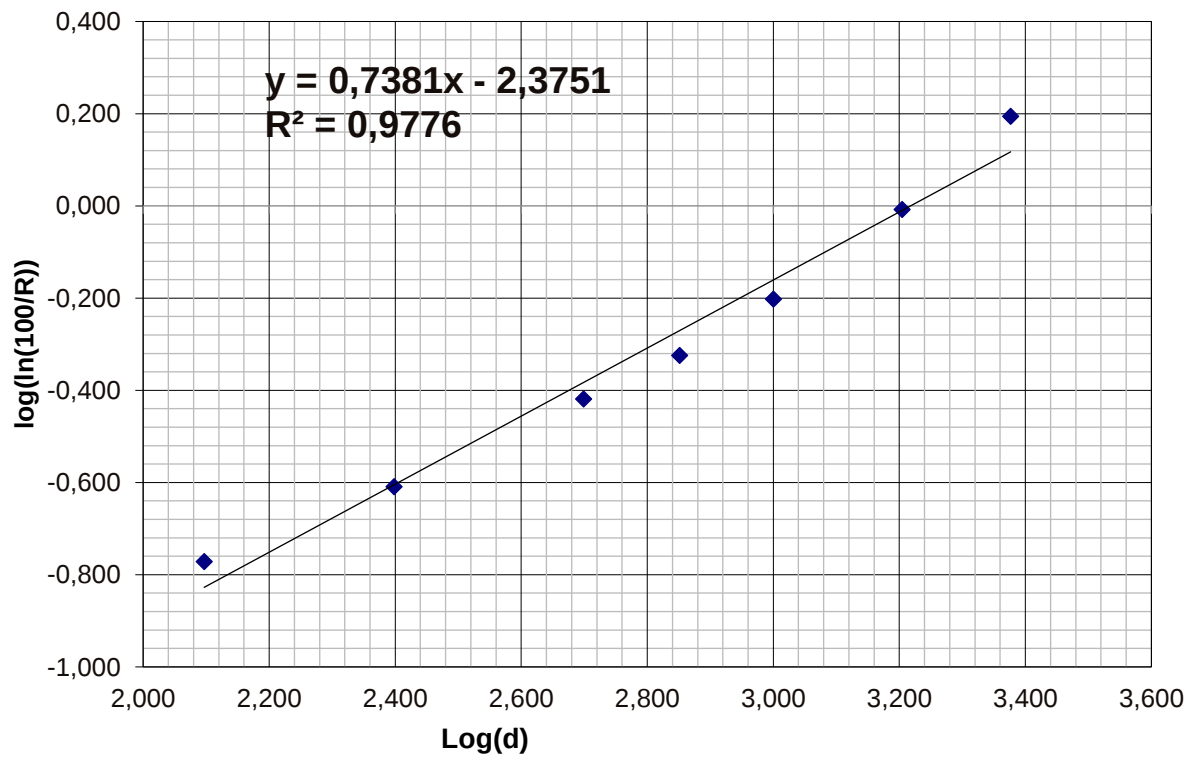


Figura 3.4: Modelo R-R para el mineral laterítico.

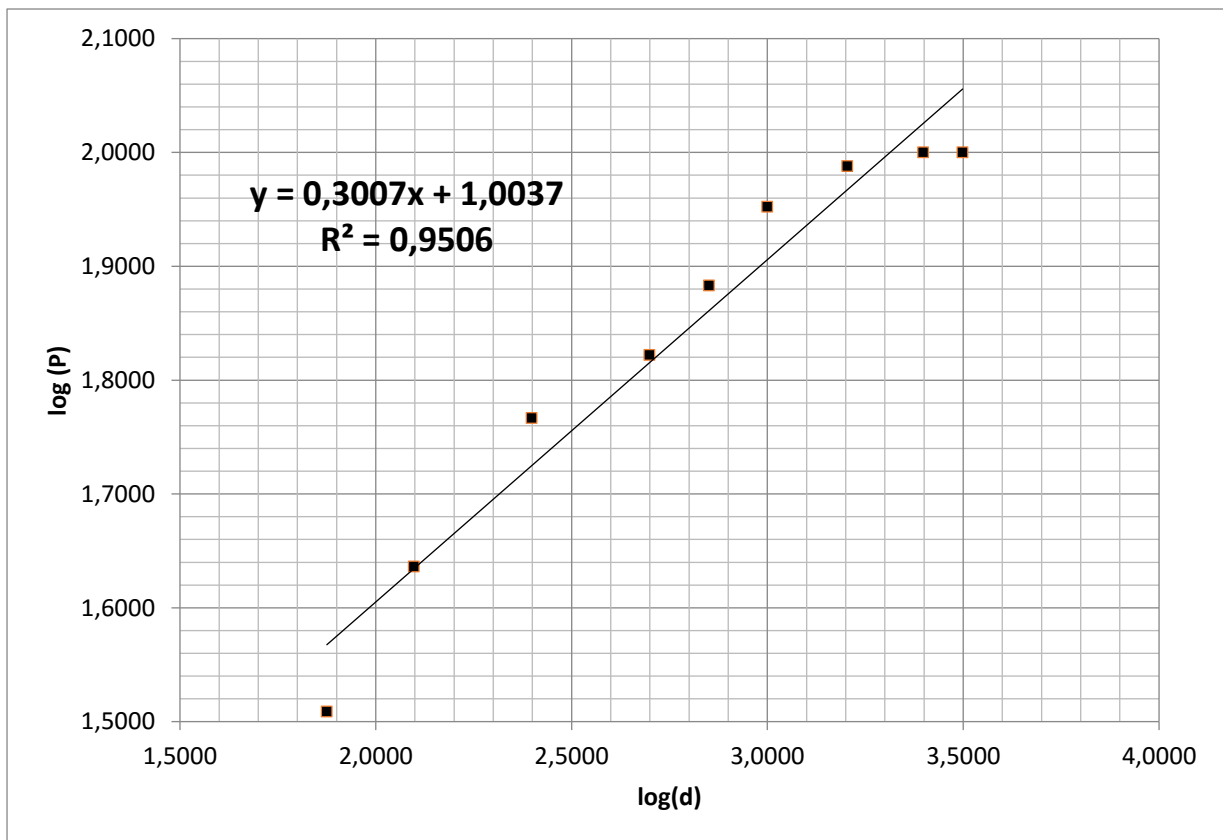


Figura 3.5: Modelo G-G-S para el mineral laterítico

La distribución granulométrica de las lateritas obedece a la ecuación R-R con un error de estimación de 0,04 %, la magnitud del coeficiente de determinación es de 0,98 superior al del modelo G-G-S. El valor de chi cuadrado es de 1,01 inferior al valor de la tabla (2,73), mostrando la validez de los resultados.

El modelo que mejor se ajusta a la distribución granulométrica a la mayoría de las menas y rocas es el de R-R. (Álvarez. et. al. 2016). Siendo el modelo el siguiente:

$$W = 1 - \exp\left(-\frac{d_i}{0,53}\right)^{0,74}$$

3.2.1 Modelos de R-R y G-G-S para el carbón bituminoso.

En las figuras 3.6 y 3.7 se muestran los resultados de los modelos de R-R y G-G-S para el carbón bituminoso.

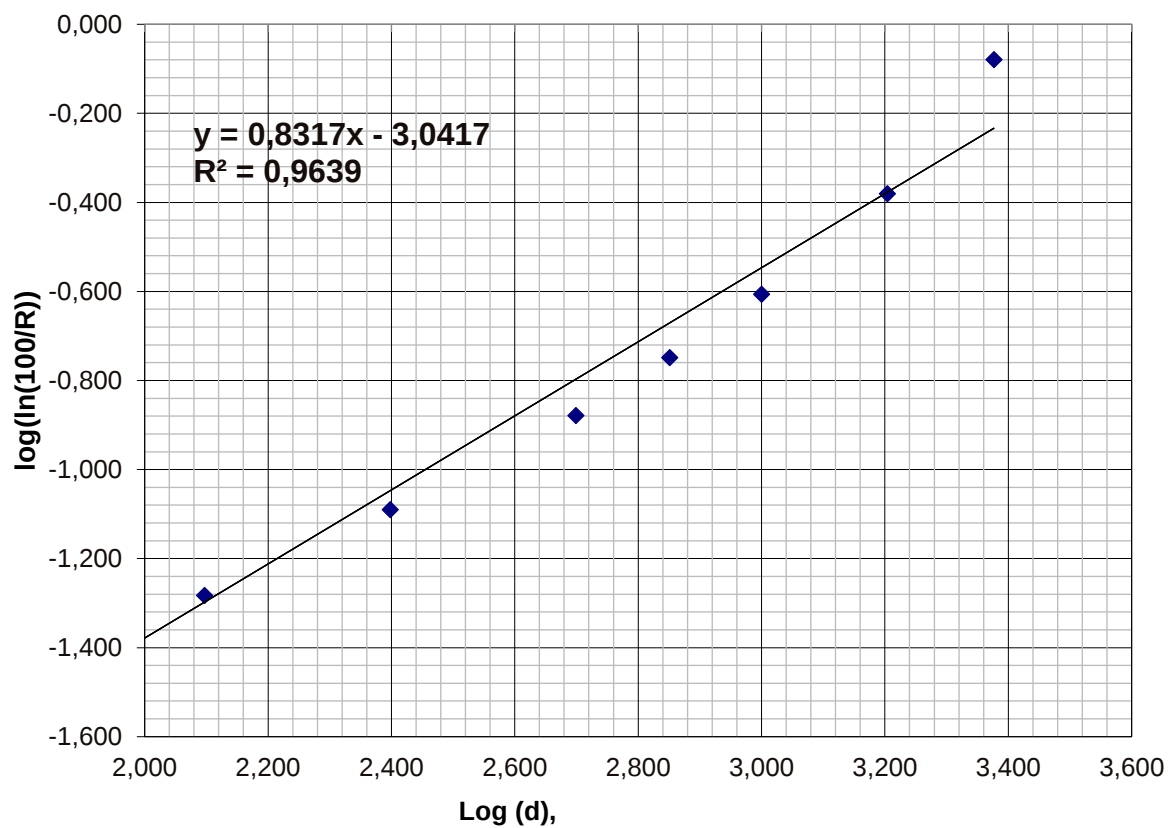


Figura 3.6: Representación del modelo de R-R para el carbón bituminoso.

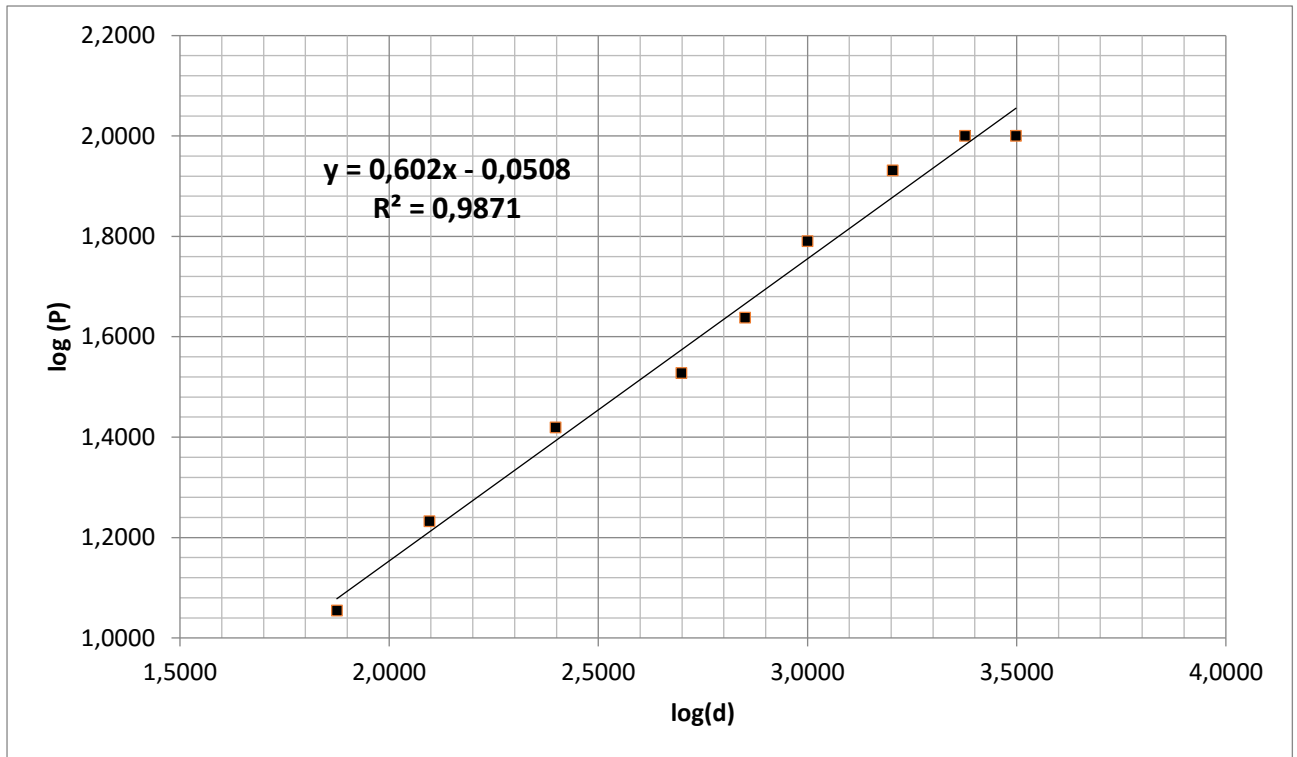


Figura 3.7: Representación del modelo de G-G-S para el carbón bituminoso

La distribución granulométrica del carbón bituminoso obedece a la ecuación G-G-S ya la magnitud del coeficiente de determinación es de 0,99 superior al del modelo R-R. El valor de chi cuadrado es de 0,02 inferior al valor de la tabla (2,73).

Siendo el modelo el siguiente:

$$W = \left(\frac{d_i}{3150} \right)^{0,602}$$

3.2.2 Modelo de R-R y G-G-S para las mezclas de carbón bituminoso con mineral laterítico.

En las figuras 3.8 y 3.9 se muestran resultados del modelo de R-R y G-G-S para la mezcla 3:1 de carbón bituminoso y el mineral laterítico.

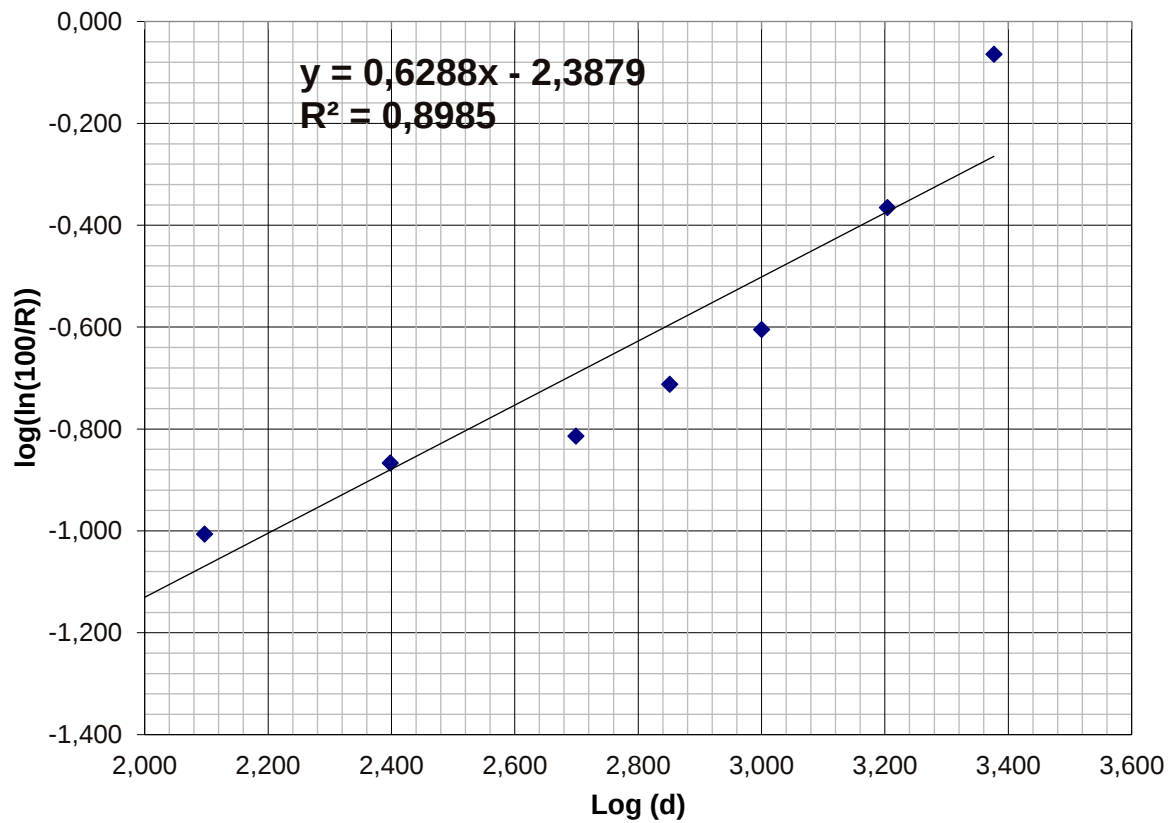


Figura 3.8: Modelo R-R para la mezcla 3:1

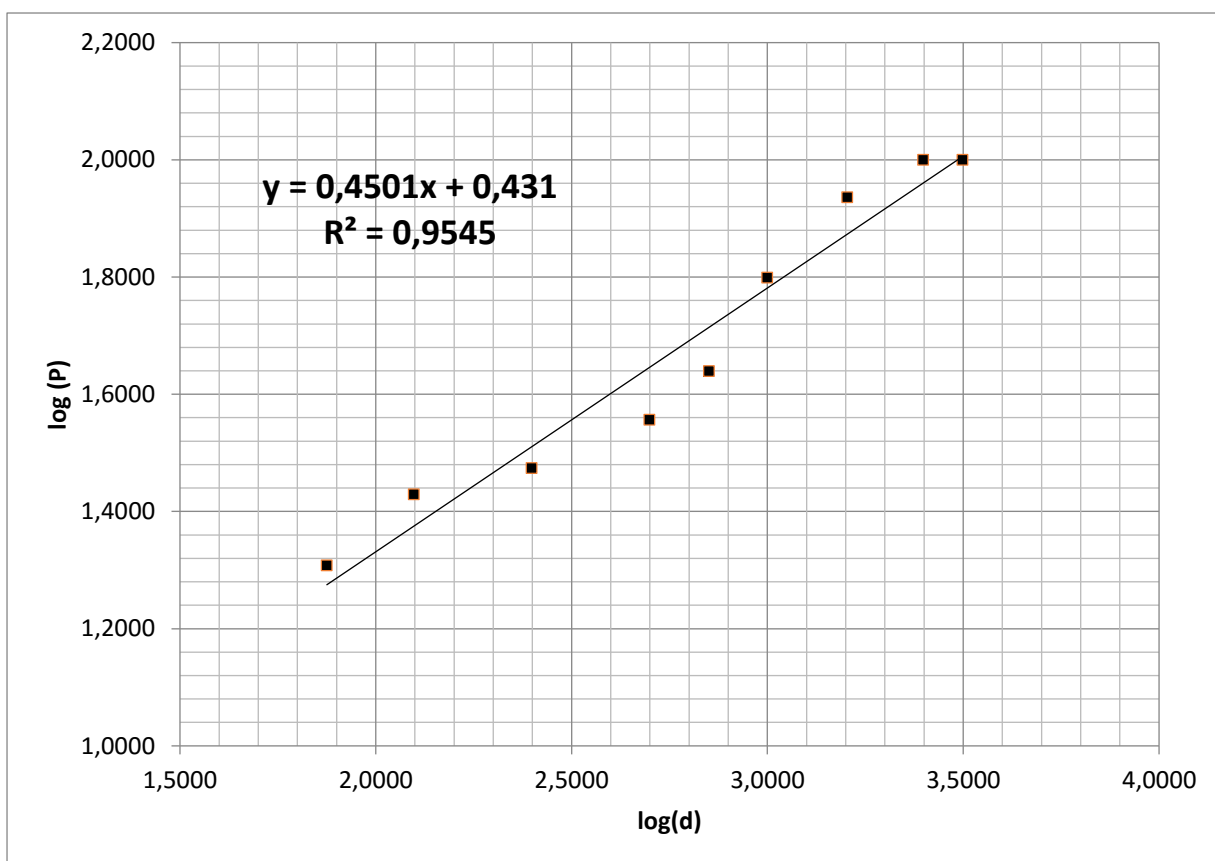


Figura 3.9: Modelo G-G-S para la mezcla 3:1

Para la distribución granulométrica de la mezcla 3:1 (75 % de carbón bituminoso y 25 % de mineral laterítico) el modelo que mejor se ajusta es el de G-G-S, ya que el coeficiente de determinación es de 0,95 superior al del modelo R-R. El valor de chi cuadrado es de 0,01.

El modelo es el siguiente:

$$W = \left(\frac{d_i}{3150} \right)^{0,4501}$$

En las figuras 3.10 y 3.11 se muestran resultados del modelo de R-R y G-G-S para la mezcla 1:1 de carbón bituminoso y el mineral laterítico.

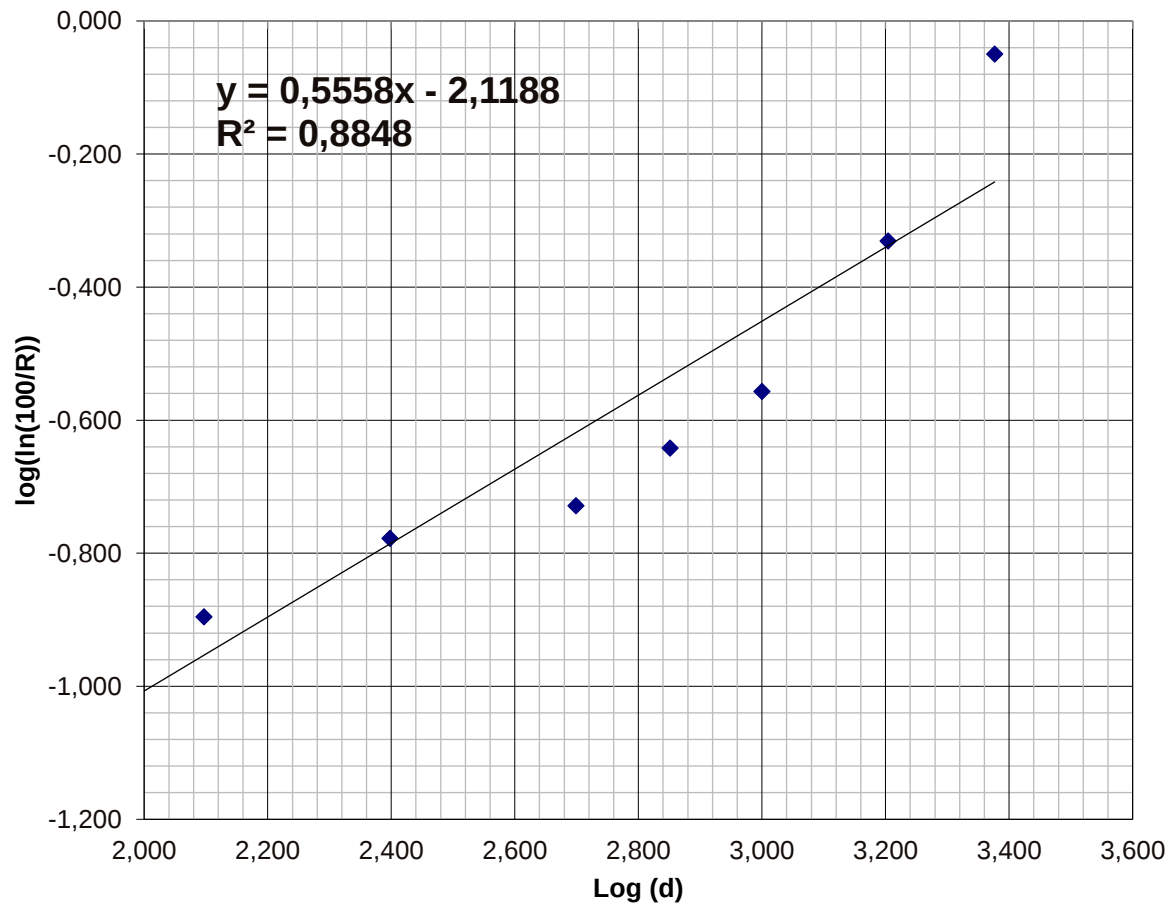


Figura 3.10: Modelo de R-R para la mezcla 1:1

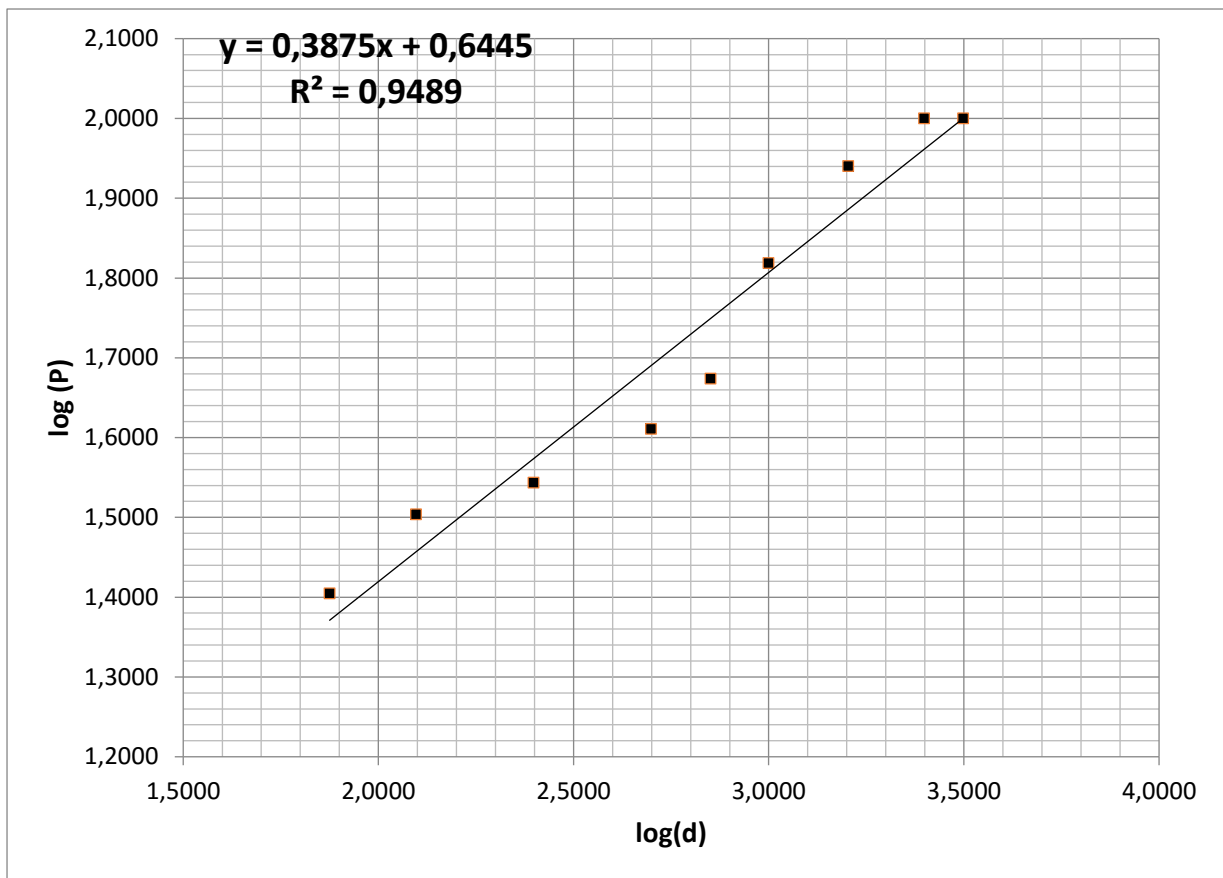


Figura 3.11. Modelo de G-G-S para las mezclas 1:1.

A juzgar por las figuras anteriores el modelo mejor ajustado para la distribución granulométrica es el de G-G-S siendo el coeficiente de determinación superior al de R-R con un valor de 0,95. El valor de chi cuadrado es de 0,006.

El modelo es el siguiente:

$$W = \left(\frac{d_i}{3150} \right)^{0,3875}$$

En las figuras 3.12 y 3.13 se muestran resultados del modelo de R-R y G-G-S para la mezcla 1:3 de carbón bituminoso y el mineral laterítico.

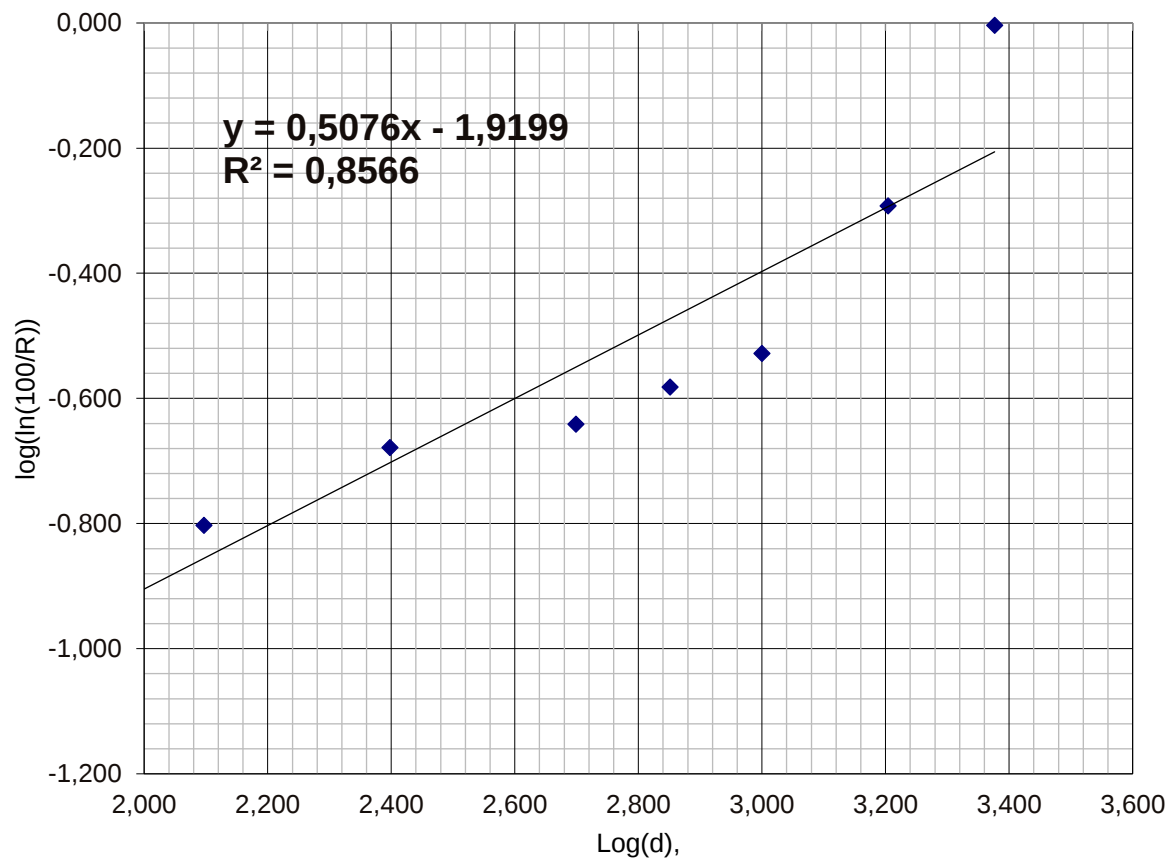


Figura 3.11. Modelo de R-R para las mezclas 1:3.

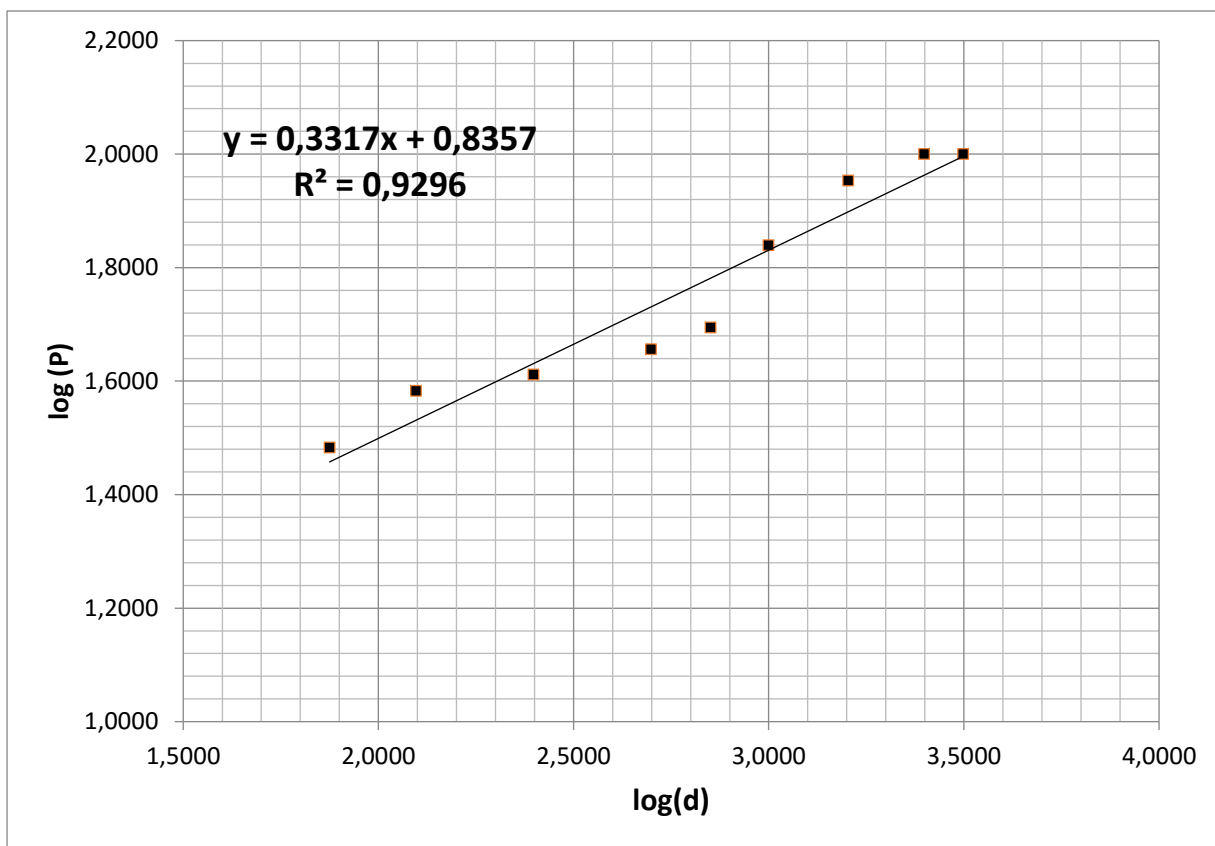


Figura 3.13. Modelo de G-G-S para las mezclas 1:3.

A juzgar por las figuras anteriores el modelo mejor ajustado para la distribución granulométrica es el de G-G-S siendo el coeficiente de determinación superior al de R-R con un valor de 0,93. El valor de chi cuadrado es de 0,007.

El modelo es el siguiente:

$$W = \left(\frac{d_i}{3150} \right)^{0,332}$$

Todas las mezclas de Carbón bituminoso y laterita se ajustan al modelo de G-G-S lo que significa que a través de él podemos representar la distribución de tamaño por medio de la función matemática que fue determinada para cada mezcla y material

analizado. La validez de este modelo fue demostrada por medio el coeficiente de determinación y chi cuadrado.

El valor de chi cuadrado se puede encontrar en <https://www.medwave/Diciembre2011/MBE04/>, para un grado de libertad 8 y $P=0,95$ su valor es de 2,73.

3.3 Modelo cinético del mineral laterítico, el carbón bituminoso y sus mezclas.

Mediante la teoría mostrada en el epígrafe 2.6 se determinó el modelo cinético acumulativo del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas. A continuación, mostraremos los resultados que nos llevaron a determinar dicho modelo para cada material y sus mezclas. En la figura 3.14, 3.15 se muestra la ecuación de regresión para determinar los parámetros del modelo cinético acumulativo de la molienda del carbón bituminoso y el mineral laterítico.

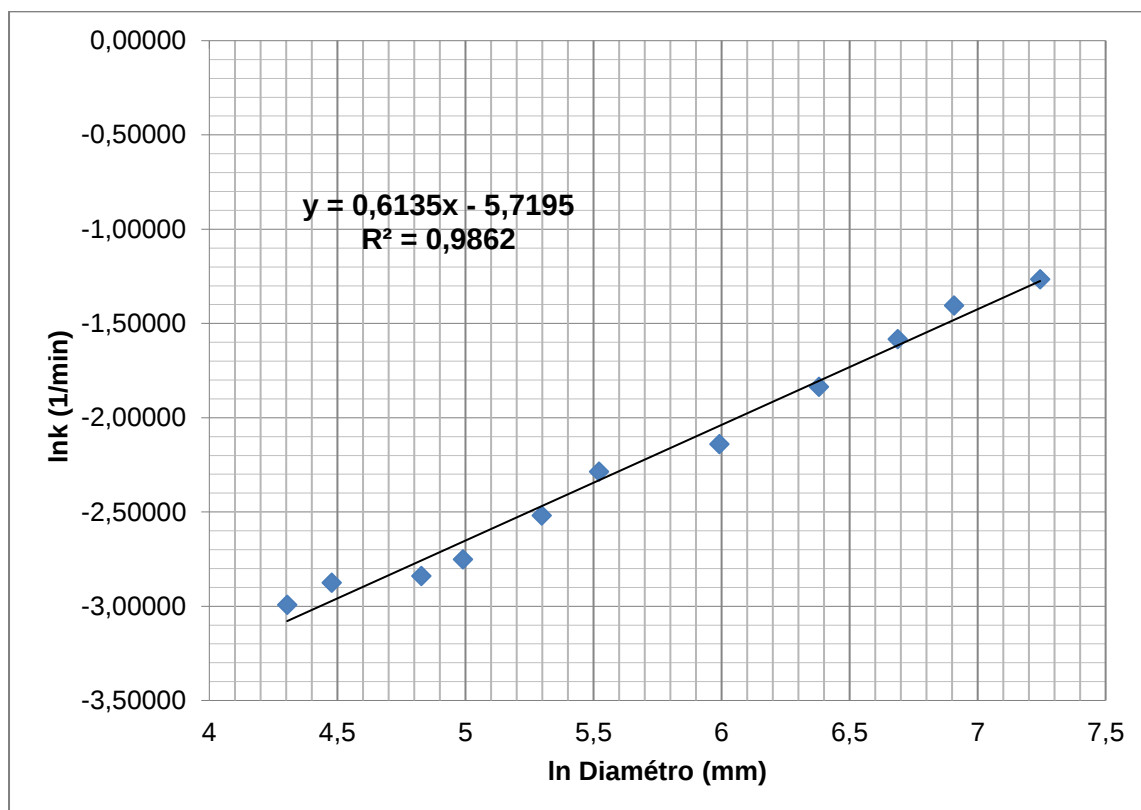


Figura 3.14 Modelo cinético de la molienda del carbón bituminoso.

El valor de n , es la pendiente de la ecuación de las rectas mostrada en la figura anterior, y teniendo en cuenta que $\ln(K) = \ln(C) + n\ln(x)$, se obtiene el valor de C . Finalmente los valores de los parámetros $\ln C$ y n del modelo para el carbón bituminoso son -5,7195 y 0,6135 respectivamente. El valor de C es 0,0033, el coeficiente de determinación es de 0,99. De modo que el modelo cinético acumulativo para el carbón bituminoso, queda de la forma.

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \cdot e^{-0.0033 x^{-0.6135} t}$$

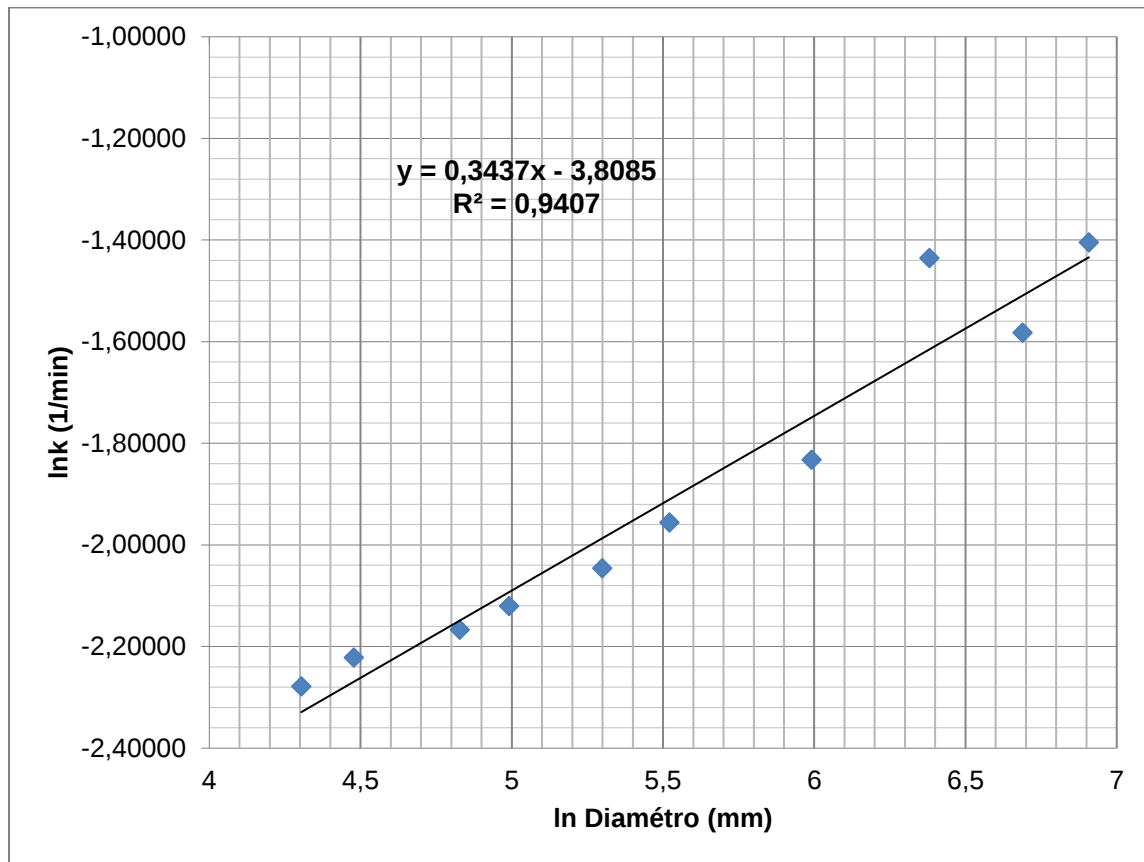


Figura 3.15 Modelo cinético de la molienda del mineral laterítico.

El valor de n, es la pendiente de la ecuación de las rectas mostrada en la figura anterior, y teniendo en cuenta que $\ln(K) = \ln(C) + n\ln(x)$, se obtiene el valor de C. Finalmente los valores de los parámetros $\ln C$ y n del modelo para el mineral laterítico son -3,8085 y 0,3437 respectivamente. El valor de C es 0,022, el coeficiente de determinación es de 0,94. De modo que el modelo cinético acumulativo para el mineral laterítico, queda de la forma.

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \cdot e^{-0.022 x^{-0,3437} t}$$

3.3.1 Modelo cinético acumulativo para las mezclas de carbón bituminoso y laterita.

En la figura 3.16 está representado la ecuación de regresión para determinar los parámetros del modelo cinético acumulativo de las mezclas 3:1 (75 % de carbón bituminoso con 25% de mineral laterítico respectivamente).

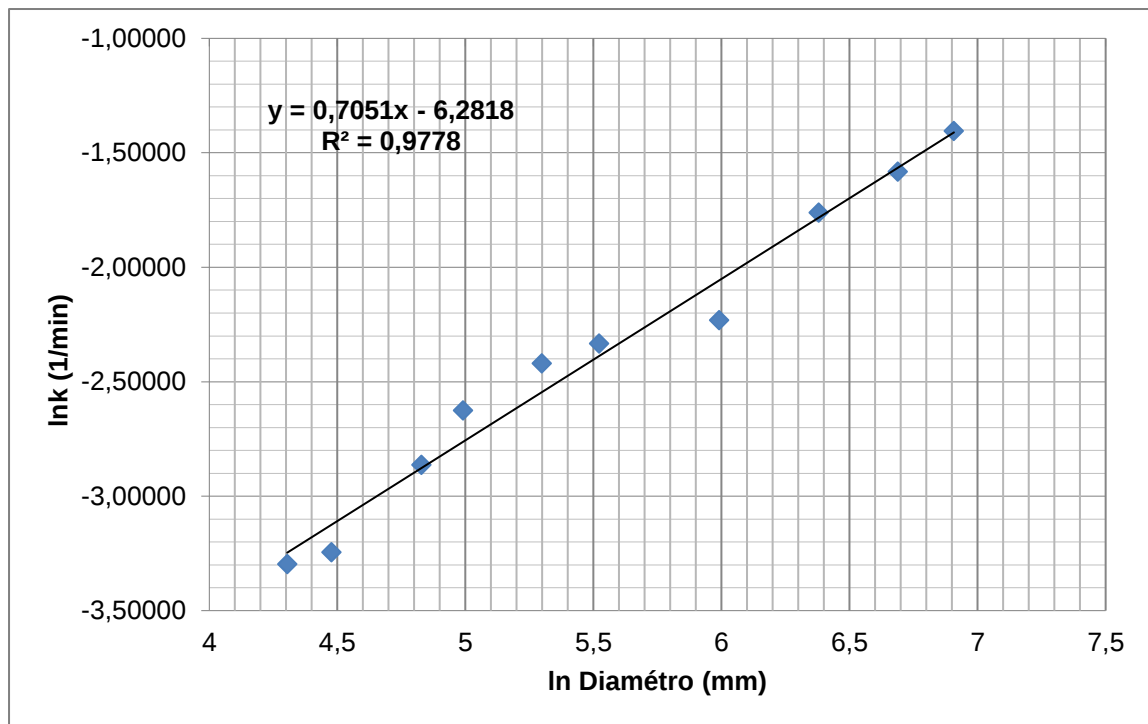


Figura 3.16: Modelo cinético para la mezcla 3:1

El valor de n , es la pendiente de la ecuación de las rectas mostrada en la figura anterior, y teniendo en cuenta que $\ln(K) = \ln(C) + n\ln(x)$, se obtiene el valor de C . Finalmente los valores de los parámetros $\ln C$ y n del modelo para la mezcla 3:1 son -6,2818 y 0,7051 respectivamente. El valor de C es 0,0014, el coeficiente de determinación es de 0,98. De modo que el modelo cinético acumulativo para la mezcla 3:1, queda de la forma.

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \cdot e^{-0.0014 x^{-0.7051} t}$$

En la figura 3.17 está representada la ecuación de regresión para determinar los parámetros del modelo cinético acumulativo de las mezclas 1:1, 50% de carbón bituminoso con 50 % de mineral laterítico respectivamente.

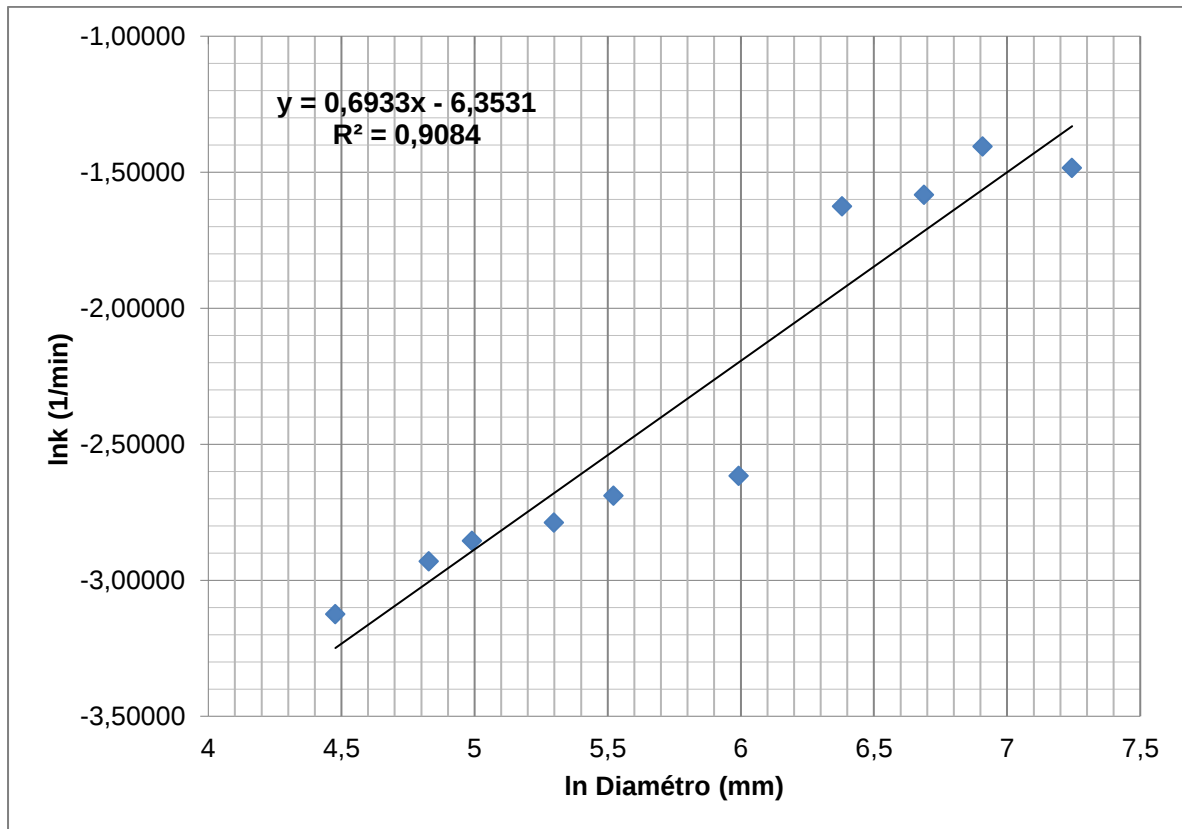


Figura 3.17: Modelo cinético acumulativo de las mezclas 1:1

Los valores de los parámetros $\ln C$ y n del modelo para la mezcla 1:1 son -6,3531 y 0,6933 respectivamente. El valor de C es 0,002, el coeficiente de determinación es de 0,91. De modo que el modelo cinético acumulativo para la mezcla 1:1, queda de la forma.

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \cdot e^{-0.002 x^{-0.693} t}$$

En la figura 3.18 está representada la ecuación de regresión para determinar los parámetros del modelo cinético acumulativo de las mezclas 1:3 de carbón bituminoso con laterita, para obtener los resultados del modelo cinético acumulativo respectivamente.

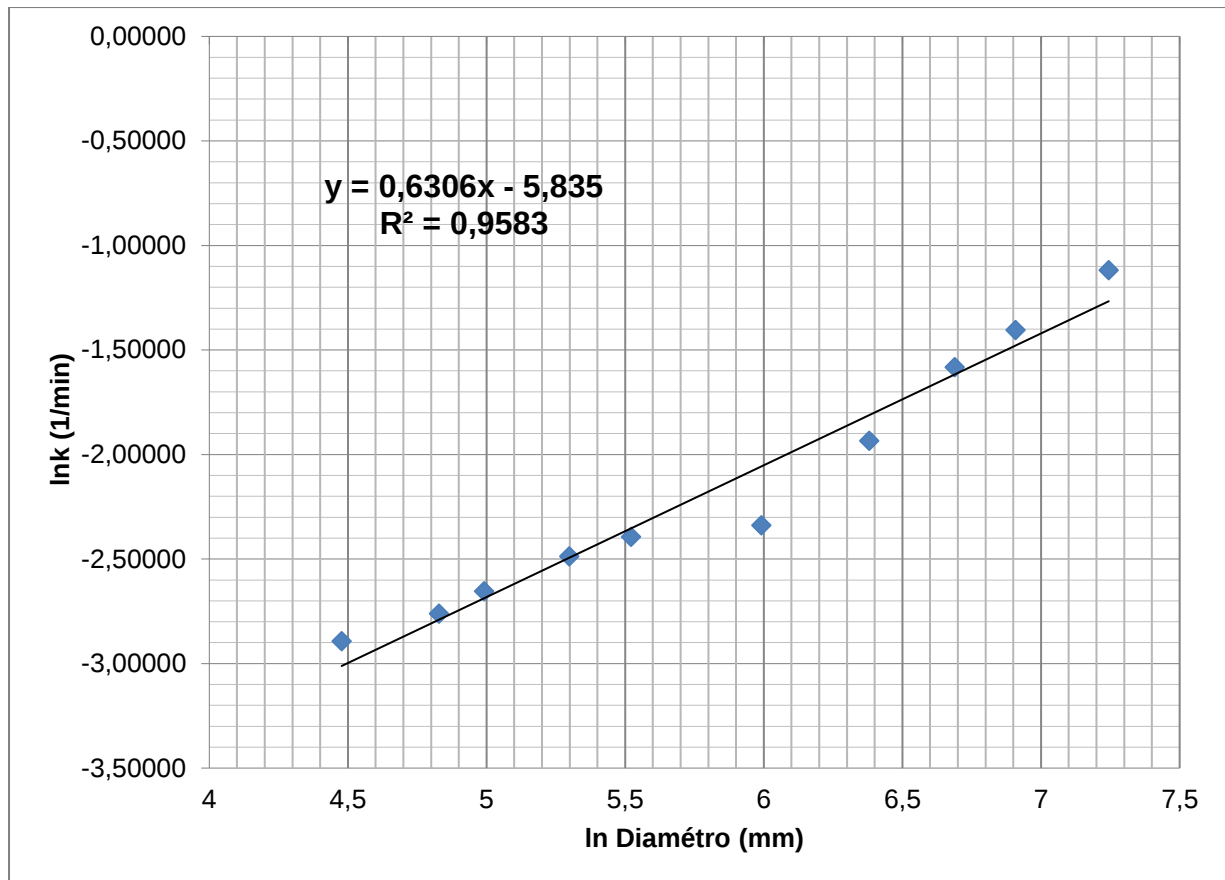


Figura 3.18: Modelo cinético acumulativo de las mezclas 1:3.

Los valores de los parámetros $\ln C$ y n del modelo para la mezcla 1:3 son -5,835 y 0,6306 respectivamente. El valor de C es 0,003, el coeficiente de determinación es de 0,96. De modo que el modelo cinético acumulativo para la mezcla 1:3, queda de la forma.

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \cdot e^{-0.003 x^{-0.6306} t}$$

Los resultados del coeficiente k, para el carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas se encuentra en los anexos 6,7,8,9 y 10.

3.4 Resultados de la determinación de la función de razón de fragmentación (S).

A continuación, se muestra en las figuras 3.19, 3.20 la modelación de la función de razón de fragmentación (S), para el carbón bituminoso y la laterita.

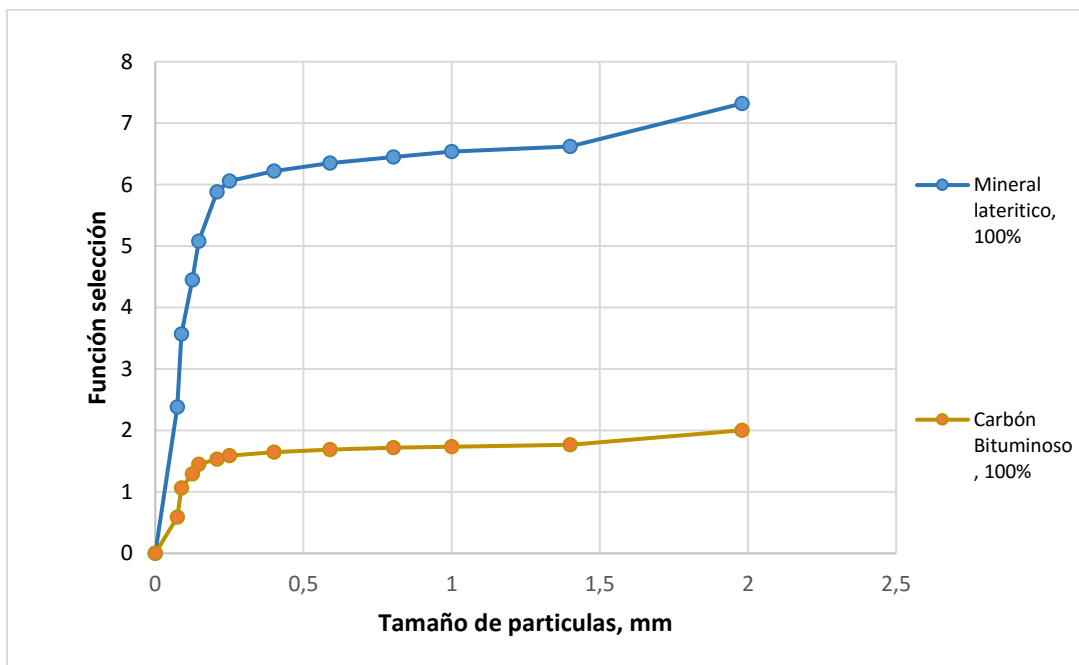


Figura. 3.19: Función de razón de la fragmentación para el carbón bituminoso y la laterita.

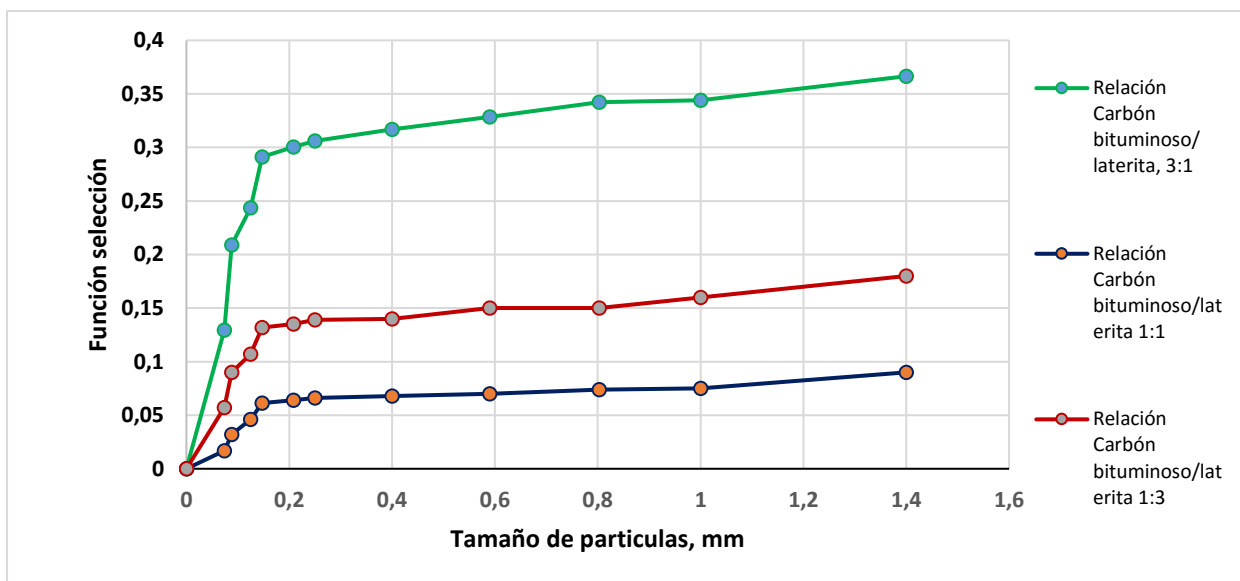


Figura. 3.20: Función de fragmentación para las mezclas de carbón bituminoso y la laterita.

Las curvas muestran uniformidad en las partículas de las mezclas, pero es necesario repetir los experimentos para una mayor exactitud de los resultados en la determinación de la función de razón específica de fragmentación y profundizar el estudio de la misma.

3.5 Resultados obtenidos para determinar el índice de Bond

A continuación, se muestran los resultados de los experimentos realizados para la determinación del Índice de Bond.

Tabla 3.1: Resultados de los experimentos para la determinación del Índice de Bond.

Material	Gbp, g/rev	F ₈₀ , μm	P ₈₀ , μm	P200, μm	Wi, kWh/t
Mineral laterítico	12,34	1163,3	436,9	75	11,34
Carbón bituminoso	0,76	2203,91	223,87	75	45,59
3,5 % de carbón	10,2841	1195,35	434,33	75	12,81
4,0 % de carbón	10,0236	882,38	428,43	75	17,00
4,5 % de carbón	9,8796	1136,86	511,83	75	17,33
5,0 % de carbón	8,0182	999,13	463,33	75	20,21
5,5 % de carbón	8,1932	1013,05	477,83	75	20,52
4,2 % de petróleo	8,10	1157,86	455,63	75	17,00

En la figura 3.21 se muestra la influencia del consumo de carbón bituminoso, se evidencia una tendencia a la disminución de la molturabilidad en la medida que aumenta el contenido de carbón.

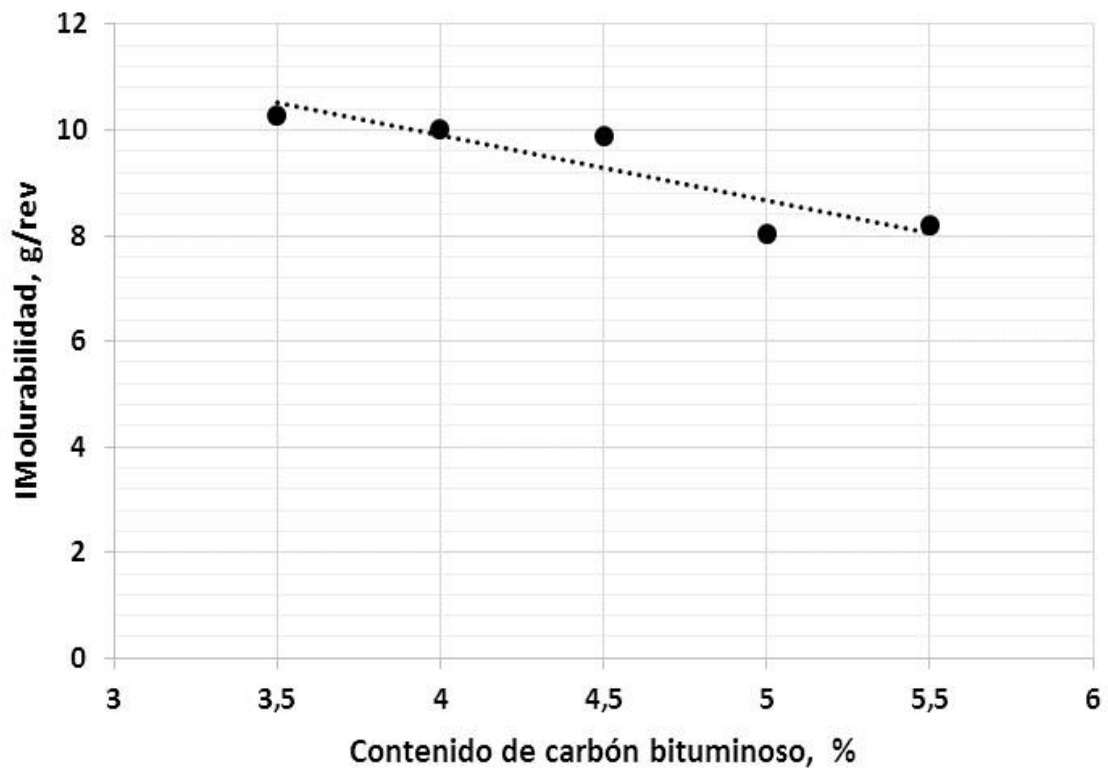


Figura 3.21 Influencia de carbón en la molturabilidad.

La influencia del contenido del carbón bituminoso en el consumo energético de la molienda de las lateritas aparece en la figura 3.22.

A juzgar por la figura 22, el consumo energético de la molienda de las lateritas se incrementa, con el aumento del contenido de carbón bituminoso. Esta regularidad coincide plenamente con los resultados aportados por Coello et al. (2008).

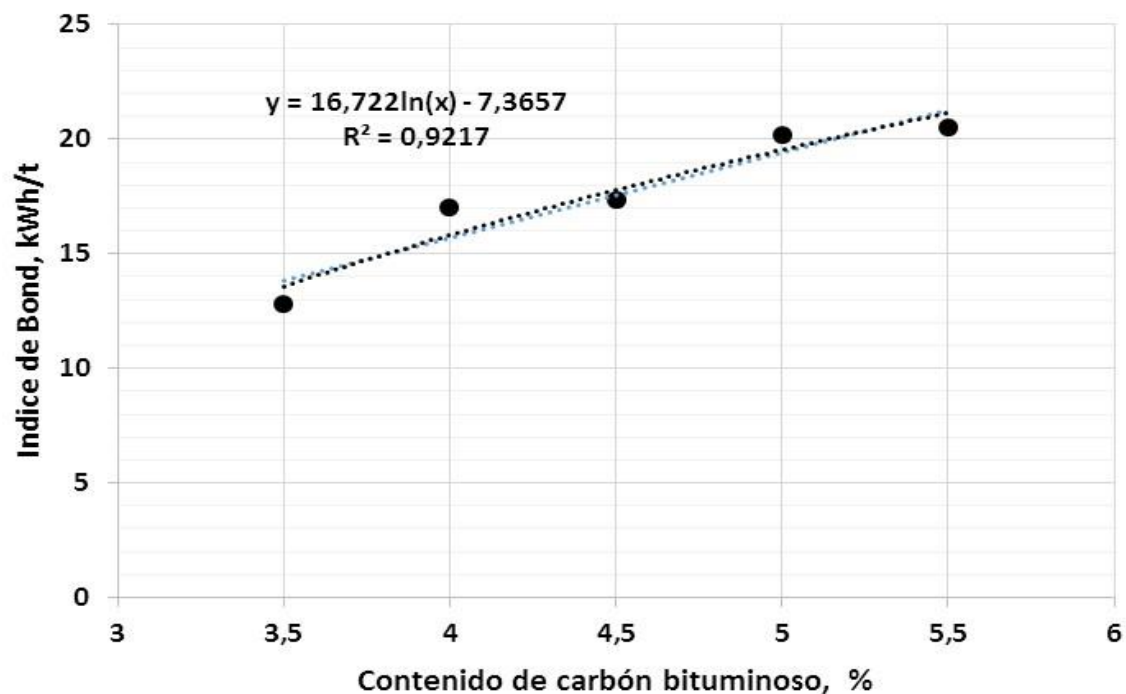


Figura 3.22: Influencia del contenido de carbón bituminoso en el índice de Bond.

La adición del carbón bituminoso en la molienda del mineral en el rango de 3,5 hasta 4,5 % no significa incremento alguno del consumo energético al compararla con la molienda de lateritas con petróleo aditivo. Sin embargo, en el desarrollo de los experimentos no observó fenómeno alguno relacionado con la aglomeración de partículas o de su adhesión a las paredes y elementos molidores.

3.6 Consideraciones ambientales del estudio

Al producirse la combustión incompleta del carbón bituminoso durante el proceso de reducción del mineral laterítico, el efecto ambiental sería similar al del petróleo aditivo, pues en ambos casos se producen los gases reductores (H_2 , CO , SO_2) que reaccionan con el Ni, Co, Fe, los que inicialmente se encuentran en forma de óxido y durante este proceso pasan a estado metálico.

Para el caso del azufre, el carbón bituminoso contiene cinco veces menos azufre que el petróleo tecnológico utilizado en el proceso de reducción, por lo que la emanación del SO_2 por este concepto sería cuantitativamente inferior al del petróleo.

Se debe destacar que el empleo del carbón bituminoso como reductor implica la conformación de grandes depósitos de almacenamiento-homogenización (pilas piramidales de carbón bituminoso) que provocan el desprendimiento en cantidad indeterminada de finos de carbón, que deben contaminar la atmósfera circundante de la localidad.

Conclusiones de capítulo

- Se evaluó el comportamiento granulométrico de los materiales y sus mezclas mediante los modelos R-R y G-G-S, obteniéndose como resultado que para el mineral laterítico se ajusta el R-R y para el carbón bituminoso y sus mezclas el modelo G-G-S. Se demostró la validación de los resultados de cada modelo mediante el coeficiente de determinación y chi cuadrado.
- A partir de los resultados experimentales de la caracterización granulométrica de los materiales y sus mezclas obtenidos para los diferentes tiempos de molienda, se determinó el modelo cinético acumulativo.

- La función de razón de fragmentación (S), fue determinada para los materiales y sus mezclas, pero para mayor fiabilidad de los resultados es necesario repetir los experimentos.
- En la determinación del Índice de Bond, la adición del carbón bituminoso en la molienda del mineral en el rango de 3,5 hasta 4,5 % no significa incremento alguno del consumo energético al compararla con la molienda de lateritas con petróleo aditivo. Sin embargo, en el desarrollo de los experimentos no observó fenómeno alguno relacionado con la aglomeración de partículas o de su adhesión a las paredes y elementos moledores.

CONCLUSIONES

Conclusiones generales.

- En los materiales desde el punto de vista granulométrico, se observa la prevalencia de granos finos en el mineral laterítico y la uniformidad en las partículas gruesas y finas del carbón bituminoso. El comportamiento de las mezclas coincide con los resultados de Coello et al. (2008) donde ocupan un lugar intermedio entre ambos materiales.
- Se determinó el modelo cinético acumulativo y su validez que permite la estimación de las clases granulométricas en el proceso de molienda del carbón bituminoso, el mineral laterítico y sus mezclas.
- Para el carbón bituminoso los valores de los parámetros del modelo cinético son: $\ln C = -5,7195$; $n = 0,6135$, el valor de C es $0,0033$ y el coeficiente de determinación es de $0,99$. Para el mineral laterítico, $\ln C = -3,8085$; $n = 0,3437$; $C = 0,022$, el coeficiente de determinación es de $0,94$. Los valores de los parámetros del modelo cinético acumulativo de la mezcla 3:1 son: $\ln C = -6,2818$; $n = 0,7051$, el valor de C es $0,0014$ y el coeficiente de determinación es de $0,98$. Para la mezcla 1:1, $\ln C = -6,3531$; $n = 0,6933$; $C = 0,002$, el coeficiente de determinación es de $0,91$. Los valores de los parámetros de modelo cinético de la mezcla 1:3 son: $\ln C = -5,835$; $n = 0,6306$, el valor de C es $0,003$, el coeficiente de determinación es de $0,96$.

Recomendaciones:

Se recomienda continuar los estudios acerca de los efectos del carbón bituminoso en la lixiviación.

Profundizar los estudios sobre la función de razón específica de fragmentación.

BIBLIOGRAFÍA

BIBLIOGRAFÍA

1. ANDREIVE, S.; PEROV, V.; ZVERIEVICH, V. (1980). *Trituración, desmenuzamiento y cribado de minerales*, Moscú: Editorial Mir.
2. AUSTIN, L. G. AND, LUCKIE P.T., 1972: *Methods for determination of breakage distribution parameters*. Powder Technology, 5, 45-52.
3. AUSTIN, L. G. AND BRAME, K. 1983. *A comparison of the Bond method for sizing wet tumbling mills with a size-mass balance simulation model*. Powder technology, 34: 261-274.
4. AUSTIN L.; KIMPLEL, R. & LUCKIE, T. 1984: *Process Engineering of size reduction: Ball mill*. AIME publ. NY, 458-471 p.
5. ARIZTIMUÑO, A.; GONZALEZ, R. & RISUEÑO, V. 2010: El carbón como materia prima. Escuela Universitaria de Ingeniería Técnica Industrial.
6. BEYRIS, M.; LABORDE, R. & LEGRÁ, A. 2013: *Determinación de los parámetros del modelo cinético Acumulativo del proceso de molienda en la empresa Comandante Ernesto che Guevara. V Simposio Minería y Metalurgia (MINIMETAL)*, MIN5-P12.
7. BOND F.C. 1950. *A new theory of comminution*. AIME. Mining Eng. Vol. 187. No 8.
8. BRIAN, B. & MARTY, W. 2008: *Coal characteristics*. Indiana Center for Coal Technology Research. Disponible en <http://www.purdue.edu/dp/energy/CCTR/>.
9. BROADBENT S.R. AND CALLCOTT T.G., 1956: *A matrix representation of breakage*. J Inst fuel, 29, 528-539.
10. COELLO-VELÁZQUEZ A. L. AND FALCÓN J. (1991), *Considerations of the dry grinding of laterite ore*. Technical paper to poster XVII International Mineral Processing Congress. Dresden. GDR, sept. 23-28
11. COELLO A. (1993), *Sovershenstvovanie tehnologii izmilchenii lateritobij pud na zabode "Punta Gorda"*. Diss. Uch. step. Kand. Doct. Tejn. Nauk. IMS. Saint Petersburg.

12. COELLO, A. 1999: *Curso de preparación mecánica de menas y minerales*.
13. COELLO-VELÁZQUEZ A, L., MENENDEZ-AGUADO, J.M., LABORDE-BROWN R. (2008), *Grindability of lateritic nickel ore in Cuba*, Powder Technology 182, 113- 115.
14. DALVI, A. D., BACON, W. G., & OSBORNE, R. C. (2004). *The Past and the Future of Nickel Laterites World' s Land Based Nickel Resources and Primary Nickel Production Nickel Production*, kt/yr, 1–27.
15. EPSTEIN B. 1947. *The material description of certain breakage mechanisms leading to the logarithmic- normal distribution*. J Franklin Inst, 244-471.
16. EPSTEIN B. (1948). *Logarithmic- normal Distribution in breakage of solids*, industrial and energeering chemistry 40 2289-2291.
17. FUERSTENAU D.W., ABOUZEID A.Z.M., PHATAK P.B. 2010 *Effect of particulate environment on the kinetics and energetics of dry ball milling*. International Journal of Mineral Processing 97 (2010) 52–58.
18. GILART, R.; & RODRÍGUEZ, T. 2006: *Determinación de los parámetros básicos de la molienda del vidrio volcánico de la zona de El Picao*. Trabajo de diploma. ISMM Moa.
19. Griffith A. A., (1920): *"The phenomena of rupture and flow in solids,"* Phil. Trans. Roy. Soc. 221A, 163
20. HOJAS. J. A. 2006: *Diseño de un sistema para molienda del carbón mineral para ser usado como combustible industrial*, Trabajo de diploma, Escuela superior politécnica del Litoral, Guayaquil – Ecuador. 269 p.
21. KASATKIN, A. 1971: *Operaciones básicas y aparatos en la tecnología química*. La Habana, Editorial Pueblo y Educación.
22. KONTOROV T. A, (1940). J. Tech. Phys. U.S.S.R. 10, 886.
23. KONTOROVA T. A., AND FRENKEL J. I: *"A statistical theory of the brittle strength of real crystals,"* Journal of. Phys. U.S.S.R. 7, 108.

24. LABORDE, R. B., A. V. COELLO, et al. (2000). "Productivity and energetic efficiency in the milling process of the Lateritic mineral." *Revista Minería y Geología*. XVII (2)
25. LABORDE B. R. (2004): *Diagnóstico energético en el proceso de molienda de la laterita*, Rev. Minería y Geología, ISSN 0258 5979, No. 3 y 4.
26. LEUNG, K. 1987: *An energy- based ore specific model for autogenous and semi-autogenous grinding*. PhD thesis, University of Queensland (JKMRC).
27. LI, S. (1999). *Study of nickeliferous laterite reduction*, 185. Retrieved from <https://macsphere.mcmaster.ca/handle/11375/11804>.
28. LYNCH, A. 1977: *Mineral processing and grinding circuits: their simulation, optimization*. Design and control. Elseiver. Amsdertam, Oxf. NY.
29. LYNCH, J. 1980: *Circuitos de trituración y molienda de minerales*. Editorial Rocas y Minerales, Madrid, 192p.
30. MENÉNDEZ, J A, A. V. COELLO, et al. 2005: *Determination of work index in a common laboratory mill*.
31. MENÉNDEZ, J. A., COELLO A. V. et al. 2006: *Implementation of energy sustainability concepts during the comminution process of the Punta Gorda nickel ore plant*. Powder technology, Elseiver. 157p 28.
32. MENÉNDEZ, A. & COELLO, A. 2006: *Process models for simulation of Bond Test*. Mineral processing and Extractive 115(2).
33. MITROFÁNOV, S. I. 1982: *Investigación de la capacidad de enriquecimiento de los minerales*. Moscú, Editorial Mir. 435 p.
34. NAPIER-MUNN, T. J., MORRISON R.D, KOJORIC T., 2005. *Circuitos de trituración de mineral. Su operación y optimización*.
35. PONCE, A.P; GAMBA, G.P; DULCE, J.V; FIERRO, L.C. 2005. *La cadena del carbón*.
36. RÁZUMOV, A. & PEROV, A. 1975: *Proyectos de fábricas de preparación de minerales*. Editorial Mir, Moscú, 544 p.

37. REID K.J., 1965: A solution to the batch grinding equation. *Chem eng Sci*, 20, 953-963.
38. RITTINGER, R. P. (1867). *Von. Textbook of Mineral Dressing*. Berlín: Ernst and Korn.
39. WHITEN W.J., 1974: *A matrix theory of comminution machines*. *Chem eng Shi*, 29, 588-599.
40. WILLS, A. & NAPIER-MUNN, T. 2006: *An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Mineral Processing Technology. Pub. Date, ISBN: 0750644508.

ANEXOS

Anexos

Anexo 1: Análisis granulométrico del carbón bituminoso.

Clases de tamaño, mm	Tamaño de partícula, mm	%	Acumulativo, %	
			Retenido	Cernido
3,15/2,38	2,38	14,66	14,66	100
2,38/1,6	1,6	23,66	38,32	85,34
1,6/1	1	18,21	56,53	61,68
1/0,71	0,71	9,75	66,28	43,47
0,71/0,5	0,5	7,45	73,73	33,72
0,5/0,25	0,25	9,19	82,92	26,27
0,25/0,20	0,125	5,75	88,67	17,08
0,20/0,074	0,074	2,36	91,03	11,33
0,074/0	0	8,97	100	8,97
Total		100		

Anexo 2: Análisis granulométrico del mineral laterítico.

Clases de tamaño, mm	Tamaño de partícula, mm	%	Acumulativo, %	
			Retenido	
			Retenido	Cernido
3,15/2,38	2,38	2,73	2,73	
2,38/1,6	1,6	7,68	10,41	100
1,6/1	1	13,18	23,59	97,27
1/0,71	0,71	10,03	33,62	89,59
0,71/0,5	0,5	7,94	41,56	76,41
0,5/0,25	0,25	15,18	56,74	66,38
0,25/0,20	0,125	10,98	67,72	58,45
0,20/0,074	0,074	32,28	100	43,27
0,074/0	0	0	100	32,28
Total		100		0

Anexo 3: Análisis granulométrico de la mezcla 3:1

Clases de tamaño, mm	Tamaño de partícula, mm	%	Acumulativo, %	
			Retenido	Cernido
3,15/2,38	2,38	13,73	13,73	100
2,38/1,6	1,6	23,34	37,07	86,27
1,6/1	1	19,36	56,44	62,93
1/0,71	0,71	7,56	63,99	43,56
0,71/0,5	0,5	6,23	70,22	36,01
0,5/0,25	0,25	2,91	73,13	29,78
0,25/0,20	0,125	6,55	79,69	26,87
0,20/0,074	0,074	5,26	84,95	20,31
0,074/0	0	15,05	100	15,05
Total		100		

Anexo 4: Análisis granulométrico de la mezcla 1:1

Clases de tamaño, mm	Tamaño de partícula, mm	%	Acumulativo, %	
			Retenido	Cernido
3,15/2,38	2,38	12,84	12,84	100
2,38/1,6	1,6	21,27	34,11	87,16
1,6/1	1	18,68	52,79	65,89
1/0,71	0,71	6,37	59,16	47,21
0,71/0,5	0,5	5,88	65,05	40,84
0,5/0,25	0,25	3,05	68,1	34,95
0,25/0,20	0,125	6,52	74,61	31,9
0,20/0,074	0,074	5,55	80,17	25,39
0,074/0	0	19,83	100	19,83
Total		100		

Anexo 5: Análisis granulométrico de la mezcla 1:3

Clases de tamaño, mm	Tamaño de partícula, mm	%	Acumulativo, %	
			Retenido	Cernido
3,15/2,38	2,38	10,19	10,19	100
2,38/1,6	1,6	20,71	30,9	89,81
1,6/1	1	19,64	50,54	69,1
1/0,71	0,71	4,17	54,72	49,46
0,71/0,5	0,5	4,4	59,12	45,28
0,5/0,25	0,25	2,61	61,73	40,88
0,25/0,20	0,125	7,87	69,6	38,27
0,20/0,074	0,074	6,04	75,64	30,4
0,074/0	0	24,36	100	24,36
Total		100		

Anexo 6: Resultados obtenidos para la molienda a diferentes tiempos, W (t) del carbón bituminoso.

Tamaño, (mm).	Tiempos, min					
	0	1	2	3	4	5
1,98	10,05	7,98	5,34	3,82	0,71	0,64
1,4	26,45	22,36	17,02	12,74	9,70	4,80
1	35,37	30,32	26,14	22,71	20,83	12,47
0,803	48,36	43,27	36,41	30,52	27,25	22,16
0,59	51,05	48,94	43,41	37,44	34,98	30,84
0,4	68,16	63,01	52,80	41,97	40,97	38,67
0,25	72,72	65,61	57,52	48,18	46,85	42,55
0,208	74,35	67,24	60,53	56,09	51,28	47,56
0,147	77,32	68,01	64,50	61,14	59,39	50,20
0,125	79,91	70,82	67,33	65,04	63,26	53,18
0,088	83,58	73,75	70,75	68,70	65,36	55,73
0,074	85,54	75,42	73,12	71,52	68,44	59,42
0	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Anexo 7: Resultados obtenidos para la molienda a diferentes tiempos, W (t) del mineral laterítico.

Tamaño, (mm).	Tiempo, min					
	0	1	2	3	4	5
1,98	44,013	32,05	28,90	27,60	11,45	1,13
1,4	75,042	55,12	50,30	49,35	21,10	4,91
1	85,073	64,76	57,45	56,95	27,70	10,20
0,803	93,59	72,35	66,75	65,00	36,85	17,45
0,59	96,985	76,48	72,70	70,60	44,45	25,56
0,4	97,926	82,28	77,50	76,75	52,70	41,82
0,25	99,107	84,85	79,10	80,20	56,95	46,67
0,208	101,97	88,25	83,00	82,90	61,00	51,52
0,147	104,81	91,10	86,90	86,00	64,90	55,57
0,125	107,65	93,58	91,10	88,35	67,10	59,32
0,088	109,53	96,28	93,15	89,75	69,95	62,57
0,074	111,48	98,23	96,15	92,10	72,55	65,87
0	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Anexo 8: Resultados obtenidos para la molienda a diferentes tiempos, W (t) de la mezcla 3:1.

Tamaño, (mm).	Tiempos, min					
	0	1	2	3	4	5
1,4	63,955	48,06	46,63	29,00	15,00	5,27
1	81,695	63,06	61,63	48,00	34,60	14,27
0,803	94,01	75,51	74,46	62,00	47,20	28,27
0,59	96,342	79,78	78,98	67,30	55,20	37,28
0,4	97,826	86,04	85,54	74,32	68,20	54,55
0,25	99,732	88,51	88,34	77,62	71,50	59,05
0,208	100,94	89,75	89,39	82,12	73,60	62,05
0,147	101,09	92,66	92,79	85,62	78,20	68,05
0,125	101,12	94,69	94,36	88,22	82,30	74,75
0,088	102,45	95,84	95,45	91,92	88,10	82,75
0,074	102,61	97,23	96,16	92,90	89,20	84,25
0	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Anexo 9: Resultados obtenidos para la molienda a diferentes tiempos, W (t) de la mezcla 1:1.

	Tiempo, min					
Tamaño, (mm).	0	1	2	3	4	5
1,4	60,024	49,03	45,00	32,00	29,00	18,00
1	69,530	59,32	55,50	42,00	38,80	28,00
0,803	78,620	69,39	63,50	51,50	48,20	37,80
0,59	85,520	76,25	71,10	60,70	57,30	48,60
0,4	87,990	83,17	76,70	70,70	67,60	60,70
0,25	89,240	84,17	79,50	72,50	69,50	63,50
0,208	91,300	86,27	82,50	75,40	72,60	67,00
0,147	94,100	88,97	86,00	78,60	75,60	70,60
0,125	96,930	91,87	89,40	81,90	78,85	74,40
0,088	98,130	94,87	90,12	85,70	82,85	79,20
0,074	101,910	96,65	92,56	86,50	83,47	80,16
0	100	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Anexo 10: Resultados obtenidos para la molienda a diferentes tiempos, W (t) de la mezcla 1:3.

	Tamaño, min					
Tamaño, (mm).	0	1	2	3	4	5
1,4	55,6	44,00	40,00	32,00	15,00	11,25
1	70,568	59,00	53,80	42,00	26,00	23,33
0,803	77,488	67,00	62,20	50,60	36,00	34,33
0,59	81,178	71,48	67,00	56,63	43,00	41,33
0,4	84,354	77,50	73,40	64,63	54,00	54,68
0,25	85,964	80,00	74,50	66,33	56,40	57,28
0,208	87,234	81,90	76,20	68,63	59,20	60,48
0,147	88,944	84,40	79,00	72,23	64,10	65,28
0,125	91,344	87,00	81,40	76,33	69,10	68,28
0,088	93,284	89,40	84,10	79,43	73,40	72,08
0,074	93,921	89,98	84,73	80,17	74,30	72,58
0	100	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Anexo 11. Resultados obtenidos para $w(t_i)/w(t_0)$ del carbón bituminoso.

Clase		Tiempo					
mm	um	0	1	2	3	4	5
1,98	1980,00	1	0,79403	0,531675	0,380431	0,088972	0,06335
1,4	1400,00	1	0,845369	0,643604	0,481664	0,433959	0,219282
1	1000,00	1	0,857318	0,73895	0,613514	0,535231	0,352653
0,808	808,00	1	0,894817	0,752826	0,631169	0,588122	0,458161
0,59	590,00	1	0,958733	0,850343	0,733333	0,714772	0,402351
0,4	400,00	1	0,924491	0,774697	0,615806	0,650127	0,567293
0,25	250,00	1	0,902274	0,790933	0,662495	0,713981	0,585121
0,2	200,00	1	0,904371	0,814078	0,75436	0,762592	0,639677
0,147	147,00	1	0,879634	0,834152	0,79074	0,873162	0,649207
0,125	125,00	1	0,886205	0,842615	0,813957	0,893245	0,66554
0,088	88,00	1	0,882348	0,846494	0,821927	0,886323	0,666746
0,074	74,00	1	0,881732	0,854805	0,836139	0,907456	0,694646
0	0,00	1	1	1	1	1	1

Anexo 12. Resultados obtenidos del $\ln(w(t_i)/w(t_0))$ del carbón bituminoso

Tiempo, min							
	Clase	0	1	2	3	4	5
1,98	1980,00	0	-0,2	-0,63	-0,966	-2,4	-2,8
1,4	1400,00	0	-0,2	-0,4	-0,7	-0,8	-1,5
1	1000,00	0	-0,2	-0,3	-0,5	-0,6	-1,0
0,808	808,00	0	-0,1	-0,3	-0,5	-0,5	-0,8
0,59	590,00	0	0,0	-0,2	-0,3	-0,3	-0,9
0,4	400,00	0	-0,1	-0,3	-0,5	-0,4	-0,6
0,25	250,00	0	-0,1	-0,2	-0,4	-0,3	-0,5
0,2	200,00	0	-0,1	-0,2	-0,3	-0,3	-0,4
0,147	147,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,1	-0,4
0,125	125,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,1	-0,4
0,088	88,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,1	-0,4
0,074	74,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,1	-0,4

Anexo 13. Resultados obtenidos para $w(t_i)/w(t_0)$ del mineral laterítico.

		Tiempo, min					
Mm	um	0	1	2	3	4	5
1,98	1980,00	1	0,728194	0,656624	0,627087	0,26015	0,025674
1,4	1400,00	1	0,734522	0,670291	0,657632	0,281176	0,06543
1	1000,00	1	0,761229	0,675302	0,669425	0,325603	0,119897
0,808	808,00	1	0,773053	0,713217	0,694519	0,393739	0,186452
0,59	590,00	1	0,788576	0,7496	0,727948	0,458318	0,263546
0,4	400,00	1	0,840226	0,791414	0,783755	0,538161	0,427057
0,25	250,00	1	0,856145	0,798127	0,809226	0,574631	0,470905
0,2	200,00	1	0,865451	0,813965	0,812984	0,598215	0,505247
0,147	147,00	1	0,869192	0,829119	0,820532	0,619216	0,530198
0,125	125,00	1	0,869299	0,846261	0,820715	0,623316	0,551045
0,088	88,00	1	0,879029	0,850452	0,81941	0,638638	0,571259
0,074	74,00	1	0,881145	0,862487	0,826157	0,650789	0,590868

Anexo 14. Resultados obtenidos del $\ln(w(t_i)/w(t_0))$ del mineral laterítico.

		Tiempo, min					
	Clase	0	1	2	3	4	5
1,98	1980,00	0	-0,3	-0,42	-0,467	-1,3	-3,7
1,4	1400,00	0	-0,3	-0,4	-0,4	-1,3	-2,7
1	1000,00	0	-0,3	-0,4	-0,4	-1,1	-2,1
0,808	808,00	0	-0,3	-0,3	-0,4	-0,9	-1,7
0,59	590,00	0	-0,2	-0,3	-0,3	-0,8	-1,3
0,4	400,00	0	-0,2	-0,2	-0,2	-0,6	-0,9
0,25	250,00	0	-0,2	-0,2	-0,2	-0,6	-0,8
0,2	200,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,5	-0,7
0,147	147,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,5	-0,6
0,125	125,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,5	-0,6
0,088	88,00	0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,4	-0,6
0,074	74,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,4	-0,5

Anexo 15. Resultados obtenidos para $w(t_i)/w(t_0)$ de la mezcla 3:1.

Tiempo, min							
Mm	Um	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	1	0,751466	0,729106	0,453444	0,23454	0,082402
1	1000,00	1	0,771895	0,754391	0,587551	0,423527	0,174674
0,808	808,00	1	0,803212	0,792043	0,659504	0,502074	0,300713
0,59	590,00	1	0,828092	0,819788	0,698553	0,572959	0,386955
0,4	400,00	1	0,879521	0,87441	0,759716	0,697156	0,557623
0,25	250,00	1	0,887478	0,885774	0,778286	0,716921	0,592087
0,2	200,00	1	0,889142	0,885576	0,813553	0,729146	0,614722
0,147	147,00	1	0,916609	0,917895	0,846968	0,773568	0,673163
0,125	125,00	1	0,936412	0,933149	0,872429	0,813884	0,739221
0,088	88,00	1	0,935481	0,931674	0,897218	0,859932	0,807711
0,074	74,00	1	0,947568	0,937141	0,90537	0,869311	0,82107
0	0,00	1	1	1	1	1	1

Anexo 16. Resultados obtenidos del $\ln(w(t_i)/w(t_0))$ de la mezcla 3:1.

Tiempo, min							
	Clase	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	0	-0,3	-0,3	-0,8	-1,5	-2,5
1	1000,00	0	-0,3	-0,3	-0,5	-0,9	-1,7
0,808	808,00	0	-0,2	-0,2	-0,4	-0,7	-1,2
0,59	590,00	0	-0,2	-0,2	-0,4	-0,6	-0,9
0,4	400,00	0	-0,1	-0,1	-0,3	-0,4	-0,6
0,25	250,00	0	-0,1	-0,1	-0,3	-0,3	-0,5
0,2	200,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3	-0,5
0,147	147,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3	-0,4
0,125	125,00	0	-0,1	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3
0,088	88,00	0	-0,1	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2
0,074	74,00	0	-0,1	-0,1	-0,1	-0,1	-0,2

Anexo 17. Resultados obtenidos para $w(t_i)/w(t_0)$ de la mezcla 1:1.

		Tiempo, min					
mm	um	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	1	0,82	0,75	0,53	0,48	0,30
1	1000,00	1	0,85	0,80	0,60	0,56	0,40
0,808	808,00	1	0,88	0,81	0,66	0,61	0,48
0,59	590,00	1	0,89	0,83	0,71	0,67	0,57
0,4	400,00	1	0,95	0,87	0,80	0,77	0,69
0,25	250,00	1	0,94	0,89	0,81	0,78	0,71
0,2	200,00	1	0,94	0,90	0,83	0,80	0,73
0,147	147,00	1	0,95	0,91	0,84	0,80	0,75
0,125	125,00	1	0,95	0,92	0,84	0,81	0,77
0,088	88,00	1	0,97	0,92	0,87	0,84	0,81
0,074	74,00	1	0,95	0,91	0,85	0,82	0,79
0	0,00	1	1	1	1	1	1

Anexo 18. Resultados obtenidos del $\ln(w(t_i)/w(t_0))$ de la mezcla 1:1.

		Tiempo, min					
	Clase	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	0	-0,2	-0,3	-0,6	-0,7	-1,2
1	1000,00	0	-0,2	-0,2	-0,5	-0,6	-0,9
0,808	808,00	0	-0,1	-0,2	-0,4	-0,5	-0,7
0,59	590,00	0	-0,1	-0,2	-0,3	-0,4	-0,6
0,4	400,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3	-0,4
0,25	250,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3	-0,3
0,2	200,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2	-0,3
0,147	147,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2	-0,3
0,125	125,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2	-0,3
0,088	88,00	0	0,0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2
0,074	74,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2	-0,2

Anexo 19. Resultados obtenidos para $w(t_i)/w(t_0)$ de la mezcla 1:3.

Tiempo, min							
Mm	Um	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	1	0,79	0,72	0,58	0,27	0,20
1	1000,00	1	0,84	0,76	0,60	0,37	0,33
0,808	808,00	1	0,86	0,80	0,65	0,46	0,44
0,59	590,00	1	0,88	0,83	0,70	0,53	0,51
0,4	400,00	1	0,92	0,87	0,77	0,64	0,65
0,25	250,00	1	0,93	0,87	0,77	0,66	0,66
0,2	200,00	1	0,94	0,87	0,79	0,68	0,69
0,147	147,00	1	0,95	0,89	0,81	0,72	0,73
0,125	125,00	1	0,95	0,89	0,84	0,76	0,75
0,088	88,00	1	0,96	0,90	0,85	0,79	0,77
0,074	74,00	1	0,96	0,90	0,85	0,79	0,77
0	0,00	1	1	1	1	1	1

Anexo 20. Resultados obtenidos del $\ln(w(t_i)/w(t_0))$ de la mezcla 1:3.

	Clase	0	1	2	3	4	5
1,4	1400,00	0	-0,2	-0,3	-0,6	-1,3	-1,6
1	1000,00	0	-0,2	-0,3	-0,5	-1,0	-1,1
0,808	808,00	0	-0,1	-0,2	-0,4	-0,8	-0,8
0,59	590,00	0	-0,1	-0,2	-0,4	-0,6	-0,7
0,4	400,00	0	-0,1	-0,1	-0,3	-0,4	-0,4
0,25	250,00	0	-0,1	-0,1	-0,3	-0,4	-0,4
0,2	200,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,4	-0,4
0,147	147,00	0	-0,1	-0,1	-0,2	-0,3	-0,3
0,125	125,00	0	0,0	-0,1	-0,2	-0,3	-0,3
0,088	88,00	0	0,0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,3
0,074	74,00	0	0,0	-0,1	-0,2	-0,2	-0,3

Anexo 21: Resultado de los coeficientes k para el carbón bituminoso.

d, mm	d, micrones	k, 1/min.	ln(d)	Ln(K)
1,98	1980,00	-0,5913	7,590852	-0,52543
1,40	1400,00	-0,2822	7,244228	-1,26514
1,00	1000,00	-0,2454	6,907755	-1,40487
0,81	808,00	-0,2055	6,688355	-1,58231
0,59	590,00	-0,1595	6,380123	-1,83571
0,40	400,00	-0,1177	5,991465	-2,13962
0,25	250,00	-0,1017	5,521461	-2,28573
0,20	200,00	-0,0806	5,298317	-2,51826
0,15	147,00	-0,0639	4,990433	-2,75044
0,13	125,00	-0,0585	4,828314	-2,83873
0,088	88,00	-0,0564	4,477337	-2,87529
0,074	74,00	-0,0502	4,304065	-2,99174
0	0,00	0	0	0

Anexo 22. Cálculo de los coeficientes k para el mineral laterítico.

d, mm	d, micrones	k, 1/min.	ln(d)	Ln(K)
1,98	1980,00	-0,6127	7,590852	-0,48988
1,40	1400,00	-0,4724	7,244228	-0,74993
1,00	1000,00	-0,2454	6,907755	-1,40487
0,81	808,00	-0,2055	6,688355	-1,58231
0,59	590,00	-0,2379	6,380123	-1,4359
0,40	400,00	-0,16	5,991465	-1,83258
0,25	250,00	-0,1414	5,521461	-1,95616
0,20	200,00	-0,1292	5,298317	-2,04639
0,15	147,00	-0,12	4,990433	-2,12026
0,13	125,00	-0,1145	4,828314	-2,16718
0,088	88,00	-0,1084	4,477337	-2,22193
0,074	74,00	-0,1024	4,304065	-2,27887
0	0,00	0	0	0

Anexo 23. Cálculo de los coeficientes k para la mezcla 3:1.

d, mm	d, micrones	k, 1/min.	ln(d)	Ln(K)
1,40	1400,00	-0,470	7,244228	-0,75502
1,00	1000,00	-0,245	6,907755	-0,75502
0,81	808,00	-0,206	6,688355	-1,40487
0,59	590,00	-0,172	6,380123	-1,58231
0,40	400,00	-0,107	5,991465	-1,76142
0,25	250,00	-0,097	5,521461	-2,2312
0,20	200,00	-0,089	5,298317	-2,33304
0,15	147,00	-0,072	4,990433	-2,41912
0,13	125,00	-0,057	4,828314	-2,62555
0,088	88,00	-0,039	4,477337	-2,86295
0,074	74,00	-0,037	4,304065	-3,24419
0	0,00	0	0	0

Anexo 24. Cálculo de los coeficientes k para la mezcla 1:1.

d, mm	d, micrones	k, 1/min.	ln(d)	Ln(K)
1,40	1400,00	-0,227	7,244	-1,484
1,00	1000,00	-0,245	6,908	-1,405
0,81	808,00	-0,206	6,688	-1,582
0,59	590,00	-0,197	6,380	-1,625
0,40	400,00	-0,073	5,991	-2,616
0,25	250,00	-0,068	5,521	-2,688
0,20	200,00	-0,062	5,298	-2,787
0,15	147,00	-0,058	4,990	-2,854
0,13	125,00	-0,053	4,828	-2,930
0,088	88,00	-0,044	4,477	-3,124
0,074	74,00	-0,049	4,304	-3,016
0	0,00	0,000	0,000	0,000

Anexo 25. Cálculo de los coeficientes k para la mezcla 1:3.

d, mm	d, micrones	k, 1/min.	ln(d)	Ln(K)
1,40	1400,00	-0,470	7,244228	-1,11780
1,00	1000,00	-0,245	6,907755	-1,1178
0,81	808,00	-0,206	6,688355	-1,40487
0,59	590,00	-0,172	6,380123	-1,58231
0,40	400,00	-0,107	5,991465	-1,93461
0,25	250,00	-0,097	5,521461	-2,33821
0,20	200,00	-0,089	5,298317	-2,3936
0,15	147,00	-0,072	4,990433	-2,48771
0,13	125,00	-0,057	4,828314	-2,65498
0,088	88,00	-0,039	4,477337	-2,76145
0,074	74,00	-0,037	4,304065	-2,89318
0	0,00	0	0	0

Anexo 26: Resultados para validación del modelo cinético-acumulativo del carbón bituminoso.

		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado	Experimento	Estimado
C	N		0	1		2		3	
0,0033	0,6135	1980	0,101	0,080	0,071	0,053	0,050	0,038	0,036
0,0033	0,6135	1400	0,265	0,224	0,200	0,170	0,151	0,127	0,114
0,0033	0,6135	1000	0,354	0,303	0,282	0,261	0,225	0,227	0,179
0,0033	0,6135	808	0,484	0,433	0,396	0,364	0,325	0,305	0,266
0,0033	0,6135	590	0,511	0,489	0,433	0,434	0,367	0,374	0,312
0,0033	0,6135	400	0,682	0,630	0,599	0,528	0,526	0,420	0,462
0,0033	0,6135	250	0,727	0,656	0,660	0,575	0,599	0,482	0,543
0,0033	0,6135	200	0,744	0,672	0,683	0,605	0,628	0,561	0,577
0,0033	0,6135	147	0,773	0,680	0,721	0,645	0,672	0,611	0,627
0,0033	0,6135	125	0,799	0,708	0,750	0,673	0,704	0,650	0,661
0,0033	0,6135	88	0,836	0,737	0,794	0,708	0,754	0,687	0,717
0,0033	0,6135	74	0,855	0,754	0,817	0,731	0,780	0,715	0,745
0,0033	0,6135	0	1	1		1		1,000	
		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado		
C	N		0	4		5			
0,0033	0,6135	1980	0,101	0,007	0,025	0,006	0,018		
0,0033	0,6135	1400	0,265	0,097	0,087	0,048	0,065		
0,0033	0,6135	1000	0,354	0,208	0,143	0,125	0,114		
0,0033	0,6135	808	0,484	0,273	0,218	0,222	0,178		
0,0033	0,6135	590	0,511	0,350	0,264	0,308	0,224		
0,0033	0,6135	400	0,682	0,410	0,406	0,387	0,357		
0,0033	0,6135	250	0,727	0,468	0,493	0,426	0,448		
0,0033	0,6135	200	0,744	0,513	0,530	0,476	0,487		
0,0033	0,6135	147	0,773	0,594	0,584	0,502	0,545		
0,0033	0,6135	125	0,799	0,633	0,620	0,532	0,582		
0,0033	0,6135	88	0,836	0,654	0,681	0,557	0,647		
0,0033	0,6135	74	0,855	0,684	0,712	0,594	0,680		
0,0033	0,6135	0	1,000	1,000		1,000			

Anexo 27: Resultados de estimación de los valores del modelo cinético-acumulativo del carbón bituminoso.

Experimentos						
	1		2		3	
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp
1980	0,009	0,001	0,003	0,000	0,003	0,000
1400	0,024	0,002	0,019	0,002	0,013	0,001
1000	0,021	0,002	0,037	0,005	0,048	0,010
808	0,037	0,003	0,040	0,004	0,039	0,005
590	0,056	0,006	0,067	0,010	0,063	0,010
400	0,031	0,002	0,002	0,000	-0,042	0,004
250	-0,004	0,000	-0,024	0,001	-0,062	0,008
200	-0,011	0,000	-0,022	0,001	-0,016	0,000
147	-0,041	0,002	-0,027	0,001	-0,015	0,000
125	-0,042	0,002	-0,031	0,001	-0,010	0,000
88	-0,057	0,004	-0,047	0,003	-0,030	0,001
74	-0,063	0,005	-0,049	0,003	-0,030	0,001
kappa cal	-0,038	0,031	-0,033	0,033	-0,039	0,043
	4		5			
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp		
1980	-0,018	0,046	-0,011	0,021		
1400	0,011	0,001	-0,017	0,006		
1000	0,066	0,021	0,011	0,001		
808	0,055	0,011	0,043	0,008		
590	0,085	0,021	0,084	0,023		
400	0,004	0,000	0,030	0,002		
250	-0,025	0,001	-0,022	0,001		
200	-0,017	0,001	-0,011	0,000		
147	0,010	0,000	-0,043	0,004		
125	0,013	0,000	-0,050	0,005		
88	-0,027	0,001	-0,090	0,014		
74	-0,027	0,001	-0,085	0,012		
kappa cal	0,128	0,105	-0,162	0,098		

Anexo 28: Resultados para validación del modelo cinético-acumulativo del mineral laterítico.

		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado	Experimento	Estimado
C	N		0	1		2		3	
0,022	0,3437	1980	0,44	0,32	0,33	0,29	0,24	0,28	0,18
0,022	0,3437	1400	0,75	0,55	0,57	0,50	0,44	0,49	0,34
0,022	0,3437	1000	0,85	0,65	0,67	0,57	0,53	0,57	0,42
0,022	0,3437	808	0,94	0,72	0,75	0,67	0,60	0,65	0,48
0,022	0,3437	590	0,97	0,76	0,80	0,73	0,65	0,71	0,53
0,022	0,3437	400	0,98	0,82	0,82	0,78	0,69	0,77	0,58
0,022	0,3437	250	0,99	0,85	0,85	0,79	0,74	0,80	0,64
0,022	0,3437	200	1,02	0,88	0,89	0,83	0,78	0,83	0,68
0,022	0,3437	147	1,05	0,91	0,93	0,87	0,82	0,86	0,72
0,022	0,3437	125	1,08	0,94	0,96	0,91	0,85	0,88	0,76
0,022	0,3437	88	1,10	0,96	0,99	0,93	0,89	0,90	0,80
0,022	0,3437	74	1,11	0,98	1,01	0,96	0,92	0,92	0,83
0,022	0,3437	0	1,00	1,00		1,00		1,00	
		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado		
C	N		0	4		5			
0,022	0,3437	1980	0,44	0,115	0,132	0,011	0,098		
0,022	0,3437	1400	0,75	0,211	0,257	0,049	0,197		
0,022	0,3437	1000	0,85	0,277	0,328	0,102	0,258		
0,022	0,3437	808	0,94	0,369	0,386	0,175	0,309		
0,022	0,3437	590	0,97	0,445	0,438	0,256	0,359		
0,022	0,3437	400	0,98	0,527	0,488	0,418	0,410		
0,022	0,3437	250	0,99	0,570	0,548	0,467	0,473		
0,022	0,3437	200	1,02	0,610	0,589	0,515	0,514		
0,022	0,3437	147	1,05	0,649	0,640	0,556	0,566		
0,022	0,3437	125	1,08	0,671	0,675	0,593	0,601		
0,022	0,3437	88	1,10	0,700	0,724	0,626	0,653		
0,022	0,3437	74	1,11	0,726	0,755	0,659	0,685		
0,022	0,3437	0	1,00	1,000		1,000			

Anexo 29: Resultados de estimación de los valores del modelo cinético-acumulativo del mineral laterítico.

	Experimentos					
	1		2		3	
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp
1980	-0,005	0,000	0,048	0,008	0,098	0,035
1400	-0,023	0,001	0,063	0,008	0,157	0,050
1000	-0,023	0,001	0,046	0,004	0,153	0,041
808	-0,026	0,001	0,066	0,007	0,168	0,044
590	-0,030	0,001	0,075	0,008	0,172	0,042
400	0,000	0,000	0,083	0,009	0,186	0,045
250	-0,006	0,000	0,054	0,004	0,166	0,034
200	-0,007	0,000	0,055	0,004	0,153	0,028
147	-0,016	0,000	0,050	0,003	0,136	0,021
125	-0,022	0,001	0,058	0,004	0,125	0,018
88	-0,025	0,001	0,041	0,002	0,094	0,010
74	-0,029	0,001	0,044	0,002	0,089	0,009
kappa cal	-0,212	0,006	0,685	0,061	1,697	0,377
	Experimentos					
	4		5			
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp		
1980	-0,017	0,003	-0,086	0,658		
1400	-0,046	0,010	-0,148	0,445		
1000	-0,051	0,009	-0,156	0,240		
808	-0,017	0,001	-0,135	0,104		
590	0,007	0,000	-0,103	0,042		
400	0,039	0,003	0,008	0,000		
250	0,021	0,001	-0,006	0,000		
200	0,021	0,001	0,001	0,000		
147	0,009	0,000	-0,010	0,000		
125	-0,004	0,000	-0,008	0,000		
88	-0,025	0,001	-0,028	0,001		
74	-0,030	0,001	-0,026	0,001		
kappa cal	-0,095	0,030	-0,698	1,493		

Anexo 30: Resultados para validación del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 3:1

		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado	Experimento	Estimado
C	N		0	1		2		3	
0,002	0,705	1400	0,640	0,481	0,469	0,466	0,345	0,290	0,253
0,002	0,705	1000	0,817	0,631	0,640	0,616	0,502	0,480	0,393
0,002	0,705	808	0,940	0,755	0,762	0,745	0,618	0,620	0,501
0,002	0,705	590	0,963	0,798	0,814	0,790	0,688	0,673	0,582
0,002	0,705	400	0,978	0,860	0,861	0,855	0,758	0,743	0,667
0,002	0,705	250	0,997	0,885	0,910	0,883	0,830	0,776	0,757
0,002	0,705	200	1,009	0,898	0,933	0,894	0,863	0,821	0,798
0,002	0,705	147	1,011	0,927	0,949	0,928	0,891	0,856	0,837
0,002	0,705	125	1,011	0,947	0,956	0,944	0,904	0,882	0,854
0,002	0,705	88	1,025	0,958	0,980	0,955	0,938	0,919	0,898
0,002	0,705	74	1,026	0,972	0,987	0,962	0,949	0,929	0,913
0,002	0,705	0	0,000	1,000	0,000	1,000	0,000	1,000	
		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado		
C	N		0	4		5			
0,002	0,705	1400	0,640	0,150	0,186	0,053	0,136		
0,002	0,705	1000	0,817	0,346	0,308	0,143	0,241		
0,002	0,705	808	0,940	0,472	0,406	0,283	0,329		
0,002	0,705	590	0,963	0,552	0,492	0,373	0,416		
0,002	0,705	400	0,978	0,682	0,587	0,546	0,516		
0,002	0,705	250	0,997	0,715	0,691	0,591	0,630		
0,002	0,705	200	1,009	0,736	0,738	0,621	0,682		
0,002	0,705	147	1,011	0,782	0,785	0,681	0,737		
0,002	0,705	125	1,011	0,823	0,807	0,748	0,763		
0,002	0,705	88	1,025	0,881	0,859	0,828	0,822		
0,002	0,705	74	1,026	0,892	0,878	0,843	0,845		
0,002	0,705	0	0,000	1,000		1,000			

Anexo 31: Resultados de estimación de los valores del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 3:1.

	Experimentos					
	1		2		3	
d, (mm)	(est-teor) ²	(est-teor) ² /exp	(est-teor) ²	(est-teor) ² /exp	(est-teor) ²	(est-teor) ² /exp
1400	0,0111	0,0003	0,1217	0,0318	0,0370	0,0047
1000	-0,0096	0,0001	0,1147	0,0213	0,0869	0,0157
808	-0,0071	0,0001	0,1267	0,0216	0,1191	0,0229
590	-0,0165	0,0003	0,1015	0,0130	0,0912	0,0124
400	-0,0005	0,0000	0,0978	0,0112	0,0765	0,0079
250	-0,0248	0,0007	0,0533	0,0032	0,0189	0,0005
200	-0,0358	0,0014	0,0310	0,0011	0,0234	0,0007
147	-0,0225	0,0005	0,0369	0,0015	0,0196	0,0005
125	-0,0090	0,0001	0,0401	0,0017	0,0281	0,0009
88	-0,0221	0,0005	0,0162	0,0003	0,0212	0,0005
74	-0,0147	0,0002	0,0123	0,0002	0,0159	0,0003
kappa cal	-0,1513	0,0043	0,7520	0,1067	0,5378	0,0668
	0,0000					
	Experimentos					
	4		5			
d, (mm)	(est-teor) ²	(est-teor) ² /exp	(est-teor) ²	(est-teor) ² /exp		
1400	-0,0357	0,0085	-0,0836	0,1327		
1000	0,0380	0,0042	-0,0987	0,0682		
808	0,0659	0,0092	-0,0466	0,0077		
590	0,0602	0,0066	-0,0429	0,0049		
400	0,0953	0,0133	0,0292	0,0016		
250	0,0241	0,0008	-0,0399	0,0027		
200	-0,0017	0,0000	-0,0616	0,0061		
147	-0,0034	0,0000	-0,0569	0,0048		
125	0,0156	0,0003	-0,0157	0,0003		
88	0,0216	0,0005	0,0051	0,0000		
74	0,0137	0,0002	-0,0023	0,0000		
kappa cal	0,2936	0,0436	-0,4137	0,2289		

Anexo 32: Resultados para validación del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 1:1

		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado	Experimento	Estimado
C	n		0	1		2		3	
0,002	0,693	1400	0,600	0,490	0,461	0,450	0,354	0,320	0,272
0,002	0,693	1000	0,695	0,593	0,564	0,555	0,457	0,420	0,371
0,002	0,693	808	0,786	0,694	0,656	0,635	0,548	0,515	0,457
0,002	0,693	590	0,855	0,763	0,740	0,711	0,640	0,607	0,553
0,002	0,693	400	0,880	0,832	0,788	0,767	0,705	0,707	0,631
0,002	0,693	250	0,892	0,842	0,824	0,795	0,760	0,725	0,702
0,002	0,693	200	0,913	0,863	0,852	0,825	0,796	0,754	0,743
0,002	0,693	147	0,941	0,890	0,890	0,860	0,842	0,786	0,797
0,002	0,693	125	0,969	0,919	0,922	0,894	0,878	0,819	0,836
0,002	0,693	88	0,981	0,949	0,944	0,901	0,908	0,857	0,873
0,002	0,693	74	1,019	0,967	0,985	0,926	0,951	0,865	0,919
		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado		
C	n		0	4		5			
0,002	0,693	1400	0,600	0,290	0,209	0,180	0,160		
0,002	0,693	1000	0,695	0,388	0,301	0,280	0,244		
0,002	0,693	808	0,786	0,482	0,382	0,378	0,319		
0,002	0,693	590	0,855	0,573	0,478	0,486	0,414		
0,002	0,693	400	0,880	0,676	0,565	0,607	0,505		
0,002	0,693	250	0,892	0,695	0,648	0,635	0,598		
0,002	0,693	200	0,913	0,726	0,694	0,670	0,648		
0,002	0,693	147	0,941	0,756	0,754	0,706	0,713		
0,002	0,693	125	0,969	0,789	0,795	0,744	0,757		
0,002	0,693	88	0,981	0,829	0,840	0,792	0,808		
0,002	0,693	74	1,019	0,835	0,888	0,802	0,858		
0,002	0,693	0	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000		

Anexo 33: Resultados de estimación de los valores del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 1:1.

	Experimentos					
	1		2		3	
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp
1400	0,0295	0,0018	0,0962	0,0206	0,0484	0,0073
1000	0,0292	0,0014	0,0975	0,0171	0,0489	0,0057
808	0,0376	0,0020	0,0871	0,0119	0,0576	0,0064
590	0,0229	0,0007	0,0713	0,0072	0,0538	0,0048
400	0,0442	0,0023	0,0621	0,0050	0,0761	0,0082
250	0,0180	0,0004	0,0346	0,0015	0,0231	0,0007
200	0,0102	0,0001	0,0290	0,0010	0,0108	0,0002
147	-0,0006	0,0000	0,0177	0,0004	-0,0109	0,0002
125	-0,0038	0,0000	0,0161	0,0003	-0,0165	0,0003
88	0,0048	0,0000	-0,0068	0,0001	-0,0164	0,0003
74	-0,0181	0,0003	-0,0257	0,0007	-0,0541	0,0034
kappa cal	0,1737	0,0092	0,4791	0,0658	0,2207	0,0375
	4		5			
d, (mm)	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp	(est-teor)^2	(est-teor)^2/exp		
1400	0,0815	0,0229	0,0199	0,0022		
1000	0,0870	0,0195	0,0358	0,0046		
808	0,1002	0,0208	0,0592	0,0093		
590	0,0945	0,0156	0,0722	0,0107		
400	0,1113	0,0183	0,1016	0,0170		
250	0,0471	0,0032	0,0370	0,0022		
200	0,0320	0,0014	0,0220	0,0007		
147	0,0020	0,0000	-0,0073	0,0001		
125	-0,0067	0,0001	-0,0128	0,0002		
88	-0,0117	0,0002	-0,0162	0,0003		
74	-0,0533	0,0034	-0,0564	0,0040		
kappa cal	0,4840	0,1054	0,2551	0,0513		

Anexo 34: Resultados para validación del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 1:3

		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado	Experimento	Estimado
c	N		0	1		2		3	
0,003	0,631	1400	0,556	0,440	0,419	0,400	0,316	0,320	0,239
0,003	0,631	1000	0,706	0,590	0,562	0,538	0,447	0,420	0,356
0,003	0,631	808	0,775	0,670	0,635	0,622	0,520	0,506	0,426
0,003	0,631	590	0,812	0,715	0,689	0,670	0,586	0,566	0,497
0,003	0,631	400	0,844	0,775	0,742	0,734	0,653	0,646	0,575
0,003	0,631	250	0,860	0,800	0,782	0,745	0,711	0,663	0,646
0,003	0,631	200	0,872	0,819	0,803	0,762	0,740	0,686	0,681
0,003	0,631	147	0,889	0,844	0,831	0,790	0,776	0,722	0,725
0,003	0,631	125	0,913	0,870	0,859	0,814	0,808	0,763	0,760
0,003	0,631	88	0,933	0,894	0,888	0,841	0,845	0,794	0,805
0,003	0,631	74	0,939	0,900	0,899	0,847	0,860	0,802	0,823
0,003	0,631	0	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,003	0,631	0	0	1		1		1	
		d, mm		Experimento	Estimado	Experimento	Estimado		
c	N		0	4		5			
0,003	0,631	1400	0,556	0,150	0,180	0,113	0,136		
0,003	0,631	1000	0,706	0,260	0,284	0,233	0,226		
0,003	0,631	808	0,775	0,360	0,349	0,343	0,286		
0,003	0,631	590	0,812	0,430	0,422	0,413	0,359		
0,003	0,631	400	0,844	0,540	0,506	0,547	0,445		
0,003	0,631	250	0,860	0,564	0,588	0,573	0,534		
0,003	0,631	200	0,872	0,592	0,627	0,605	0,577		
0,003	0,631	147	0,889	0,641	0,678	0,653	0,633		
0,003	0,631	125	0,913	0,691	0,715	0,683	0,672		
0,003	0,631	88	0,933	0,734	0,766	0,721	0,729		
0,003	0,631	74	0,939	0,743	0,787	0,726	0,753		
0,003	0,631	0	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000		

Anexo 35: Resultados de estimación de los valores del modelo cinético-acumulativo de la mezcla 1:3.

	Experimentos					
	1		2		3	
d, (mm)	(est- teor)^2	(est- teor)^2/exp	(est- teor)^2	(est- teor)^2/exp	(est- teor)^2	(est- teor)^2/exp
1400	0,021	0,001	0,084	0,017	0,017	0,021
1000	0,028	0,001	0,091	0,015	0,015	0,010
808	0,035	0,002	0,102	0,017	0,017	0,013
590	0,025	0,001	0,084	0,011	0,011	0,008
400	0,033	0,001	0,081	0,009	0,009	0,008
250	0,018	0,000	0,034	0,002	0,002	0,000
200	0,016	0,000	0,022	0,001	0,001	0,000
147	0,013	0,000	0,014	0,000	0,000	0,000
125	0,011	0,000	0,006	0,000	0,000	0,000
88	0,006	0,000	-0,004	0,000	0,000	0,000
74	0,001	0,000	-0,013	0,000	0,000	0,001
kappa cal	0,207	0,008	0,501	0,072	0,072	0,060
	Experimentos					
	4		5			
d, (mm)	(est- teor)^2	(est- teor)^2/exp	(est- teor)^2	(est- teor)^2/exp		
1400	-0,030	0,006	-0,023	0,005		
1000	-0,024	0,002	0,007	0,000		
808	0,011	0,000	0,057	0,009		
590	0,008	0,000	0,055	0,007		
400	0,034	0,002	0,102	0,019		
250	-0,024	0,001	0,038	0,003		
200	-0,035	0,002	0,028	0,001		
147	-0,037	0,002	0,020	0,001		
125	-0,024	0,001	0,011	0,000		
88	-0,032	0,001	-0,009	0,000		
74	-0,044	0,003	-0,027	0,001		
kappa cal	-0,196	0,021	0,258	0,047		

Anexo 36: Características de petróleo tecnológico utilizado

Índices	Unidad	Método Analítico	Certificación Laboratorio Químico
Visc. a 50 °C	CSTOK	D-445	696,80
Visc. a 80 °C	CSTOK		158,08
Densidad API		D-1298	14,80
Pto. Inflamación	°C	D-93	122,50
Carbón Conradson	%	D-189	8,60
Cenizas	%	D-382	0,06
Agua	%	D-95	2,00
Azufre	%	D-197	3,09
T de fluidez crítico	°C	D-97	-
Impurezas Mecánicas	%	D-473	0,01
Asfaltenos	%	D-1548	5,89
Valor Calórico	Kcal/Kg	D-4698	9938,74
Sodio	ppm	D-1218	-
Vanadio	ppm	D-1548	-