



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DEL ESTADO DE HIDALGO

INSTITUTO DE CIENCIAS BÁSICAS E INGENIERÍA

Área Académica de Ciencias de la Tierra y Materiales

**CARACTERIZACIÓN Y CINÉTICA DE MOLIENDA DE LOS JALES
DE DOS CARLOS.**

T E S I S

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO MINERO - METALÚRGICO**

P R E S E N T A:

BENJAMIN HERNÁNDEZ LAUREANO

DIRECTORES:

DR. JUAN HERNÁNDEZ ÁVILA

DR. FRANCISCO PATIÑO CARDONA

PACHUCA DE SOTO, HGO, OCTUBRE DE 2014

AGRADECIMIENTOS

A Dios por darme la fortaleza necesaria para continuar por el camino del conocimiento aun cuando todas las circunstancias fueran adversas.

A mi familia por darme todo su apoyo, su confianza, su gran amor, por toda esa fortaleza moral para afrontar los momentos más difíciles y seguir adelante en la vida, por todo eso y más ¡¡¡LOS AMO!!!

Por la motivación, consejos, paciencia, pero sobre todo por dirigirme en la realización de este trabajo, muchas gracias; Dr. Juan Hernández Ávila y Dr. Francisco Patiño Cardona.

Al Ing. Leonardo Juárez Tapia por darme la oportunidad de laborar con el mientras llevaba a cabo mis estudios.

A mis amigos por su apoyo moral, su tiempo, y por su comprensión en los momentos más duros que juntos compartimos en el recorrido de este duro pero bello camino.

A todas aquellas personas que directa e indirectamente me han ayudado a llegar al término de esta meta.

GRACIAS

INDICE

	PÀG.
Agradecimientos .	i
Índice.	ii
Lista de figuras.	v
Lista de tablas.	ix
Resumen.	1
Objetivo.	4
Justificación.	5
Capítulo 1. ANTECEDENTES.	7
1.1 Consideraciones generales.	8
1.2 Antecedentes.	8
1.3 Muestreo de lotes minerales.	10
1.4 Molienda.	12
1.5 Tipos de molinos.	13
1.6 Molino de bolas.	13
1.7 Factores a considerar en el proceso de molienda.	15
1.7.1 Carga de bolas.	18

Capítulo 2. DESARROLLO EXPERIMENTAL.	23
2.1 Localización y acceso al área de estudio.	24
2.2 Muestreo.	26
2.3 Cuarteo.	27
2.4 Caracterización.	28
2.4.1 Análisis por Fluorescencia de Rayos X.	28
2.4.2 Difracción de Rayos X.	29
2.4.3 Microscopia Electrónica de Barrido y Microanálisis por Dispersión de Energías.	31
2.4.4 Caracterización química.	32
2.4.5 Granulometría.	34
2.5 Cinética de molienda.	34
2.5.1 Descripción del equipo utilizado.	35
2.5.2 Determinación de parámetros de molienda.	36
2.6 Técnica de Investigación.	37
 Capítulo 3. ANALISIS DE RESULTADOS.	 39
3.1 Caracterización de los jales de Dos Carlos	40
3.1.1 Fluorescencia de Rayos X.	40
3.1.2 Difracción de Rayos X.	41
3.1.3 Microscopia Electrónica de Barrido y Microanálisis por Dispersión de Energías.	45
3.1.4 Análisis Químico Cuantitativo.	47
3.1.5 Análisis granulométrico.	49

3.2	Resultados de Molienda.	53
3.2.1	Distribución de plata.	56
3.2.2	Distribución de oro	58
3.2.3	Distribución de sílice	60
	Conclusiones.	75
	Bibliografía.	77
	Anexos	80

LISTA DE FIGURAS

Figura	Nombre	Pagina
1.1	Esquema de la rotación de un molino de bolas.	14
2.1	Plano de localización de las escombreras de Dos Carlos, ubicadas en el municipio de Pachuca, estado de Hidalgo, México.	25
2.2	Fotografía de localización de las escombreras de Dos Carlos, ubicadas en el municipio de Pachuca, estado de Hidalgo, México.	26
2.3	Fotografía donde se muestran los puntos de muestreo de las escombreras de Dos Carlos, ubicadas en el municipio de Pachuca, estado de Hidalgo, México.	27
2.4	Fotografía donde se aprecia el momento del cuarteo del mineral a estudiar.	28
2.5	Espectrometro de FRX marca SIEMENS.	29
2.6	Difractometro de Rayos X marca PHILLIPS, modelo XPERT.	30
2.7	Microscopio Electrónico de Barrido de bajo vacío, Jeol JSM 5900 LV.	32
2.8	Espectrofotómetro de Absorción Atómica marca Perkin Elmer modelo 2100.	33
2.9	Unidad de molienda marca Denver, equipada con unidad de rodillos para molienda (Denver) y Molino de Bolas (Denver).	36

- 3.1 Difractograma de Rayos-X de los jales de Dos Carlos, cuyas especies minerales principales son: sílice (Q), Ortoclasa (O), albita (A), Berlinita (B) y Jarosita (J). Se obtuvo en un difractómetro PHILLIPS, con una radiación de $\text{Cu K}\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , un voltaje de 40 kv, una intensidad de 30 mA y una velocidad de barrido de $0.20 \theta/\text{min}$. 43
- 3.2 Difractograma de Rayos X de las escombreras, donde se observa la presencia de jarosita de potasio $\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$. Se obtuvo en un difractómetro PHILIPS, con una radiación de $\text{Cu K}\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , un voltaje de 40 Kv, una intensidad de 30 mA y velocidad de barrido de $0.20^\circ \theta/\text{min}$. 44
- 3.3 Difractograma de Rayos X de las escombreras, donde se observa la presencia de jarosita de sodio ($\text{NaFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$). Se obtuvo en un difractómetro PHILIPS, con una radiación de $\text{Cu K}\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , un voltaje de 40 Kv, una intensidad de 30 mA y velocidad de barrido de $0.20^\circ \theta/\text{min}$. 44
- 3.4 Difractograma de Rayos-X de 3 muestras de los jales de 2 Carlos, donde se observa la fase mayoritaria de cuarzo y la presencia de jarosita $\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ (J). Se obtuvo en un difractómetro PHILIPS, con una radiación de $\text{Cu K}\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , voltaje de 40 kv, intensidad de 30 mA y una velocidad de barrido de $0.20^\circ \theta/\text{min}$. 45

3.5	Fotomicrografías donde se observa la imagen general de las escombreras, a) malla 80, b) 140, c) 270 y d) 400 a 50X. obtenidas en un microscopio JEOL 6300, con un alcance de 300 000 ampliaciones y una resolución de 20 KeV	46
3.6	Espectro de los jales de Dos Carlos, obtenido en un Microscopio Electrónico de Barrido (MEB-EDS) marca Jeol, modelo 5900, con voltaje de aceleración de 20 KeV y detector de energía dispersiva de silicio-litio.	47
3.7	Distribuciones granulométricas a 0 minutos de molienda.	51
3.8	Distribuciones granulométricas de oro a 0 minutos de molienda.	52
3.9	Distribuciones granulométricas de plata a 0 minutos de molienda.	52
3.10	Distribuciones granulométricas a 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos de molienda.	54
3.11	Distribuciones granulométricas de plata a 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos de molienda.	56
3.12	Por ciento acumulativo más fino de plata VS tiempo de molienda.	57
3.13	Distribuciones granulométricas de oro a 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos de molienda	59
3.14	Por ciento acumulativo (+) en peso de oro VS tiempo de molienda.	59
3.15	Distribuciones granulométricas de sílice a 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos de molienda.	61

3.16	Por ciento acumulativo (+) en peso de sílice VS tiempo de molienda.	62
3.17	Velocidad específica instantánea de molienda global VS número de malla.	64

LISTA DE TABLAS.

Tabla	Nombre	Pagina
3.1	Análisis químico del jal por Fluorescencia de Rayos X.	41
3.2	Análisis cualitativo por Difracción de Rayos X.	42
3.3	Análisis cualitativo por DR - X donde se observa la presencia de jarositas.	42
3.4	Composición química promedio de las escombreras de Dos Carlos.	48
3.5	Resultados del análisis granulométrico con distribución de valores de plata realizado en húmedo a partir de los jales de Dos Carlos para un tiempo de molienda $t=0$.	50
3.6	Resultados del análisis granulométrico con distribución de valores de oro realizado en húmedo a partir de los jales de Dos Carlos para un tiempo de molienda $t=0$.	50
3.7	Cinética de molienda global (P-ORDEN).	63
3.8	Distribución granulométrica en porciento retenido, porciento acumulativo, más y menos fino por especie, porciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.	65
3.9	Distribución granulométrica en porciento retenido, porciento acumulativo, más y menos fino por especie, porciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.	65
3.10	Distribución granulométrica en porciento retenido, porciento acumulativo, más y menos fino por especie, porciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.	66

3.11	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.	66
3.12	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.	67
3.13	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.	67
3.14	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.	68
3.15	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.	68
3.16	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.	69
3.17	Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro	69

	y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.	
3.18	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.	70
3.19	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.	70
3.20	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 0 minutos.	71
3.21	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.	71
3.22	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.	72

3.23	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.	72
3.24	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.	73
3.25	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.	73
3.26	Distribución granulométrica en porcentaje retenido, porcentaje acumulativo, más y menos fino por especie, porcentaje de sílice y distribución de sílice por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.	74

RESUMEN

La actividad minero-metalúrgica que se viene realizando sistemáticamente en el Estado de Hidalgo, particularmente en el distrito minero de Pachuca – Real del Monte data desde hace más de 450 años y se ha centrado preferentemente en la metalurgia y recuperación de metales preciosos tales como oro y plata mediante la aplicación de diferentes sistemas de beneficio los cuales han sido los siguientes: beneficio de patio a partir de 1555, molienda – cianuración desde 1906 y molienda – flotación – cianuración data del año de 1953 a la fecha.

Como consecuencia de esta actividad ha resultado la acumulación de aproximadamente 112 millones de toneladas de jales (residuos de la minería) los cuales se han venido acumulando en áreas que en la actualidad se encuentran en la ciudad de Pachuca ocupando una superficie aproximada de 2000 hectáreas cuyos contenidos de metales preciosos oscilan entre los 25 y 120 gr. Ag/Ton y de 0.3-1.5 gr. Au/Ton, respectivamente. La característica de estos jales es que fueron producidos en tres períodos tecnológicamente diferentes: a) por 350 años de explotación en forma rudimentaria, conocida como Beneficio de patio (molienda – amalgamación), b) por 47 años de explotación por medio de molienda – cianuración y c) por 53 años de explotación intensa de molienda – flotación – cianuración. Como resultado de dicha actividad se ha generado un grave problema de contaminación especialmente en épocas de fuertes vientos haciendo que los polvos de estos depósitos se incorporen al aire, afectando las vías respiratorias de los ciudadanos que habitan las zonas aledañas a estos depósitos, dichos jales se han depositado en las presas Santa Julia y Dos Carlos a partir del año de 1912 y han sido producidos a partir de esa fecha en varias haciendas de beneficio siendo la más importante de ellas la hacienda de beneficio de Loreto, aunque también vale la pena mencionar otras haciendas de beneficio tales como la Hacienda de Guerrero, la Hacienda de San Rafael y la Hacienda de Molino Nuevo mejor conocida como Santa Gertrudis.

Uno de los principales problemas que presentan estos residuos es el hecho de que al provenir de la cianuración de minerales silicosos y piriticos, los valores metálicos de oro y plata vienen encapsulados en partículas de cuarzo, cuyo tamaño porcentualmente mayoritario es del orden de $-75 \mu\text{m}$ (60-65%). Por otro lado, la presencia de otros elementos y especies consumidoras de cianuro (cianicidas) tales como el Fe, Cu y As, no permiten en muchos casos lograr una extracción adecuada de los valores metálicos. Todo ello ha originado que en la mayoría de los jales, en particular en los de Dos Carlos existan contenidos apreciables de plata y, oro en menor medida, debido a que estos metales han quedado atrapados principalmente en partículas de cuarzo o bien no pudieron ser efectivamente cianurados debido al efecto cianicida de especies distintas a la plata y al oro que consumen preferentemente el cianuro.

El volumen de interés para este proyecto es de aproximadamente 12.5 millones de toneladas ubicadas en el depósito de jales conocido como el CEUNI, los cuales son denominados generalmente como jales Dos Carlos, en esta investigación se realiza la caracterización química y mineralógica de dichos residuos ubicados en la ciudad de Pachuca, Estado de Hidalgo, México; utilizando las técnicas de Fluorescencia de Rayos X, Difracción de Rayos X, Espectrofotometría de Absorción Atómica, Plasma por Acoplamiento Inductivo y Microscopia Electrónica de Barrido conjuntamente con Microanálisis por Dispersión de Energías, posteriormente se lleva a cabo una cinética de molienda para encontrar el tiempo de molienda óptimo, el cual permita obtener una recuperación satisfactoria de los valores metálicos mencionados anteriormente cuyos contenidos de metales preciosos oscilan entre los 56 gr de Ag /ton y 0.6 gr de Au /ton respectivamente, para de esa manera establecer un esquema de reprocesamiento de dichos jales. De esa forma se contribuiría a la remediación en parte de los problemas ambientales generados por dichos residuos pues una vez reprocesados para extraerles los valores metálicos, también, se podría llevar a cabo la reconversión de esos residuos para la industria de la construcción, del vidrio y las artesanías, generando una superficie libre de esos residuos y por tanto proporcionándole mayor plusvalía; ello permitirá mayores espacios para áreas verdes

y recreativas, así como un crecimiento urbanístico con mayor organización y planeación.

Los resultados obtenidos en este trabajo de tesis demuestran que de acuerdo a las características químicas y mineralógicas presentadas por dichos jales, es posible volver a reprocesarlos para la recuperación de la plata principalmente, así como su aprovechamiento como materia prima para diversas industrias.

Una vez realizada la cinética de molienda y analizando los resultados obtenidos se tienen las bases suficientes para determinar el tiempo adecuado de molienda en función una recuperación óptima por lixiviación.

OBJETIVO

El objetivo principal de este trabajo de tesis es llevar a cabo una caracterización química y mineralógica de los jales de Dos Carlos empleando diferentes técnicas para alcanzar dicho objetivo, una vez conociendo la composición química y las fases mineralógicas presentes en el mineral de estudio, estaremos en condiciones de definir si es posible volver a reprocesar los residuos de Dos Carlos para extraer los contenidos de plata aun presentes en ellos, a la vez en este trabajo de tesis se realizara una cinética de remolienda de dichos jales para tener información suficiente acerca de la liberación de los valores de plata y proponer un posible esquema de reprocesamiento de estos jales.

JUSTIFICACION

El desarrollo de la industria minera en el distrito de Pachuca – Real del Monte tiene más de 450 años y se ha enfocado principalmente en la metalurgia del oro y la plata, dicha actividad minera aun cuando ha beneficiado a los habitantes de la región generando fuentes de empleo, también ha contribuido a la degradación del medio ambiente al generar aproximadamente 112 millones de toneladas de jales (residuos de la minería), de los cuales el volumen de interés para el desarrollo del proyecto en cuestión es de alrededor de 12.5 millones de toneladas cuyos contenidos de metales preciosos oscilan entre los 56 gr de Ag /ton y 0.6 gr de Au /ton respectivamente.

Los jales generados por la industria minero – metalúrgica en Pachuca – Real del monte tienen una composición principal de alrededor de 70 % de sílice conteniendo valores metálicos, principalmente plata encapsulada en dichas partículas, dichos jales constituyen el principal problema, ya que son verdaderos focos de contaminación y al mismo tiempo, técnicamente difíciles de tratar mediante sistemas de beneficio convencionales para la recuperación de la plata contenida en esos depósitos. Sin embargo, las condiciones del mercado de la plata son inmejorables, ya que ha alcanzado sus máximos niveles de los últimos 25 años (19.88 dol/oz troy), además de que dicha cotización se ha estabilizado en el mercado mundial, podemos agregar el hecho de que son grandes los volúmenes de jales existentes, por lo tanto la suma de dichos factores hacen de este momento el más oportuno para recuperar toda la plata contenida en dichos residuos.

El desarrollo de este proyecto también tendrá un fuerte impacto en el aspecto social debido a que la extracción de los contenidos metálicos podría involucrar la reconversión de esos residuos para la industria de la construcción, del vidrio y las artesanías, generando una superficie libre de esos residuos y por tanto proporcionándole mayor plusvalía; ello permitirá mayores espacios para áreas

recreativas, así como un crecimiento urbanístico con mayor organización y planeación, por lo tanto significa resolver el grave problema de contaminación del medio ambiente, especialmente en épocas de fuertes vientos (febrero-abril y ocasionalmente noviembre), cuando los polvos de esos depósitos se incorporan al aire, afectando las vías respiratorias de los ciudadanos que habitan las zonas aledañas a esos depósitos.

CAPITULO I

ANTECEDENTES.

1.1. Consideraciones Generales.

La presente tesis se desarrolla dentro de una línea de investigación, cuyo objetivo es el estudio de los fundamentos y la aplicabilidad técnica de la caracterización (química y mineralógica) y cinética de remolienda de los jales de Dos Carlos del distrito minero de Pachuca-Real del Monte en el estado de Hidalgo.

Estos estudios se iniciaron debido a la problemática que representan las aproximadamente 112 millones de toneladas de jales depositados en aproximadamente 2000 hectáreas de terreno ubicadas en la ciudad de Pachuca, que aunado a los contenidos de oro y plata contenidos aún en dichos jales y al repunte en la cotización de la plata y el oro los convierte en depósitos atractivos desde el punto de vista económico.

La tesis que se presenta, incluye un estudio de caracterización química y mineralógica de los jales y un estudio cinético de remolienda el cual tiene como objetivo determinar las condiciones óptimas de este proceso (tiempo y tamaño de partícula), para obtener la mayor recuperación de los metales preciosos a través de procesos posteriores de tipo hidrometalúrgico.

1.2. Antecedentes.

La actividad minero-metalúrgica que se viene realizando sistemáticamente en el Estado de Hidalgo, data desde hace más de 450 años y se ha centrado preferentemente en la metalurgia extractiva de la plata y el oro ⁽¹⁾. Esta actividad ha dado por resultado la generación y acumulación de aproximadamente 112 millones de toneladas de jales (residuos de la minería), ocupando una superficie aproximada de 2000 hectáreas cuyos contenidos de metales preciosos oscilan entre los 25 y 120 gr. Ag/Ton ^(2, 3 y 4) y de 0.3-1.5 gr. Au/Ton. ^(2 y 3) de jal, respectivamente. La característica principal de estos jales es que fueron producidos en tres períodos tecnológicamente diferentes: a) por 350 años de explotación en forma rudimentaria, conocida como Beneficio de patio (molienda – amalgamación), b) por 47 años de explotación por medio de molienda – cianuración y c) por 53 años de explotación

intensa de molienda – flotación – cianuración. Obviamente los residuos más antiguos son los que se encuentran en la base de los depósitos y son los que presentan mayores contenidos de Ag y Au ⁽⁴⁾. Dado el tonelaje, las leyes metálicas y precios de estos metales, especialmente plata, convierten a estos depósitos en muy atractivos desde el punto de vista económico. Si a estos residuos se les considera en forma adicional que pueden ser utilizados para la industria de la construcción en la producción de blocks, vidrio, como relleno, las artesanías y por la plusvalía que representan esas superficies urbanas de aproximadamente 2000 hectáreas (dentro de las ciudades) libres de esos residuos; entonces esos depósitos y su reciclado son potencialmente atractivos desde el punto de vista urbanístico, social y ambiental. Por eso en este proyecto se plantea la recuperación de esos valores metálicos, los cuales se encuentran encapsulados en partículas de cuarzo cuyo tamaño porcentualmente mayoritario es del orden de $-75 \mu\text{m}$ (60-65%) ⁽²⁾.

Este es el problema principal desde el punto de vista tecnológico y por eso la molienda es la principal operación unitaria a estudiar desde el punto de vista cinético, ya que permitirá la liberación óptima de los contenidos metálicos arriba citados y obtener la configuración óptima de los circuitos de molienda para lograr: a) una molienda superior al 47% de partículas en la malla $-400 +500$ ($-37\mu\text{m} +25\mu\text{m}$) serie Tyler, b) optimización en el uso del agua en la pulpa, c) corte correcto del tamaño de clasificación mínima y d) estricto control del tamaño de partícula y con ello permitir la aplicación de procesos convencionales tales como la flotación y cianuración y alternativamente realizar estudios cinéticos de procesos no convencionales como la lixiviación con tiosulfatos para establecer las mejores condiciones de recuperación de los valores de plata y oro a través de este proceso no convencional ⁽⁵⁾.

El procesamiento de los minerales conteniendo plata y oro, ha incluido tecnologías que van desde el beneficio de patio, los tanques Pachuca hasta los circuitos con tecnologías aún vigentes como la molienda, flotación y cianuración. Dentro de las problemáticas encontradas en estas regiones, podemos citar la existencia de minerales piríticos y cuarcíferos, donde los valores de oro y plata vienen encapsulados, lo cual reduce la extracción de este tipo de metales por los

procesos convencionales anteriormente citados. Por otro lado, la presencia de otros elementos y especies consumidoras de cianuro conocidas como “cianicidas” ⁽⁶⁾, no permite en muchos casos lograr una extracción adecuada de los valores metálicos. Todo ello ha originado que en la mayoría de los “jales” producidos sistemáticamente desde tiempos remotos (1555 a la fecha), existan contenidos apreciables de plata (y oro en menor medida), debido a que estos metales han quedado atrapados principalmente en las partículas de cuarzo o bien no pudieron ser efectivamente cianurados debido al efecto cianicida por especies distintas a la plata y el oro que consumen preferentemente el cianuro. Es por ello la importancia económica de los jales de Hidalgo, como fuente atractiva de plata y en menor medida de oro.

1.3. Muestreo de lotes minerales.

El muestreo de los minerales ya sea cuando estos se hallan in situ o cuando han sido depositados por diversas causas y condiciones en un lugar ajeno a su origen, tiene como objeto principal conocer sus valores y características para determinar de acuerdo con el caso, la posibilidad de su explotación, tanto por lo que se refiere al sistema como a la importancia desde el punto de vista económico.

Como es de suponerse, en el muestreo de lotes de minerales, intervienen varios factores, que dependen de varias características, tales como lugar y forma en que han sido depositados, tamaño de partícula y grado de compactación a que han llegado debido al intemperismo o a efectos mecánicos ajenos e involuntarios propios de una explotación minera.

Con el objeto de tener una idea del tonelaje de mineral depositado en un terrero, es necesario llevar a cabo un levantamiento topográfico que permita determinar aproximadamente el tonelaje depositado. A la vez se deben de hacer sondeos para determinar tanto el grado de compactación como el tamaño de las partículas minerales en el depósito. Una vez teniendo estos datos, se selecciona el método de muestreo a seguir, dependiendo en muchos casos de esta selección el éxito o fracaso del aprovechamiento de los minerales en estudio.

Dependiendo directamente del tonelaje y del grado de compactación, se puede seleccionar ya sea el método de Zanjas o el método de Pozos, siendo este último el más aconsejable para terreros ya que generalmente su alto grado de compactación, permite hacer los pozos con uso limitado de madera, en cambio el primero, es más comúnmente usado para el muestreo de jales.

Para poder llevar a cabo el muestreo de jales se aplica el método de zanjas, la forma de obtener el tonelaje lo más real posible es mediante un levantamiento topográfico ya mencionado anteriormente, el levantamiento topográfico se efectúa con el objetivo de determinar el volumen aproximado que ocupa el depósito de jales, una vez conociendo el volumen se procede a tomar varios metros cúbicos de jales y se pesan para de esa manera obtener la densidad de los jales, una vez conociendo dicha densidad se procede a calcular el número de toneladas del depósito, esto se logra multiplicando la densidad por el volumen aproximado del depósito.

Una vez que se conoce el tonelaje aproximado del depósito, se procede a hacer la toma de muestras, el peso total de las muestras debe ser de aproximadamente el 1% del total del depósito siempre y cuando no haya una gran heterogeneidad en el material, además también debe tener buena reproducibilidad y los fragmentos no deben de ser mayores de 6 pulgadas, una vez que se tiene el número de muestras adecuado se procede a reducirlas por separado a una décima parte en peso una y otra vez hasta obtener un peso de muestra adecuado, una vez que se ha obtenido un peso de muestra adecuado se procede a homogenizar por separado cada muestra para posteriormente muestrear por cuarteo cada muestra, una vez que cada muestra se ha reducido a un tamaño adecuado tanto en peso como en tamaño de partícula se procede a hacer un análisis cuantitativo con el objeto de conocer el contenido de valores de cada muestra.

Posteriormente se procede a realizar varios compositos juntando varias de las muestras para obtener una sola, se procede a homogenizar dicha muestra y a muestrearla por cuarteo al igual que como se realiza con las muestras individuales, una vez que se ha obtenido una muestra representativa del composito se lleva a

análisis por Ag y Au para determinar el contenido de valores y así conocer la ley media del depósito.

Una vez que se tiene conocimiento del contenido de valores se procede a realizar un análisis granulométrico para obtener la distribución granulométrica del depósito, dicho análisis se efectúa también con el objeto de que cada porcentaje en peso de muestra retenido en cada una de las mallas seleccionadas se mande a análisis para saber la ley de metales preciosos que existe en cada tamaño de partícula, lo anterior se realiza con el objetivo de conocer dentro de qué tamaño de partícula se encuentra la mayor cantidad de valores, para de esa manera saber a qué tamaño se debe de moler el jal si se toma la decisión de recuperar los valores presentes en el depósito.

1.4. Molienda.

La molienda es la operación unitaria que constituye el paso final de reducción de tamaño o liberación de los valores metálicos contenidos en los minerales, dicha operación se efectúa mediante una combinación de fuerzas de impacto y abrasión y puede efectuarse en forma de pulpa o bien en seco. El problema consiste en reducir el tamaño partiendo de 3/8" (9 000 – 10 000 micras), a un tamaño límite que se encuentra normalmente entre 35 y 200 mallas (420 – 74micras) ⁽⁵⁾.

La molienda óptima puede definirse como aquella distribución granulométrica que genera los mejores beneficios económicos ⁽⁶⁾.

Por otra parte, la reducción de tamaño de las partículas en la molienda se debe a la aplicación de una fuerza de impacto y otra de fricción. Las fuerzas de fricción son resultado de los cuerpos rodantes o deslizantes, las cuales tienden a producir partículas más finas que las de impacto, estas últimas son semejantes a las de compresión ⁽⁷⁾.

Por lo tanto un molino se diseña: a) para producir una acción de fricción, bajo una alta presión como sea posible y b) para golpear las partículas con fuertes impactos de corta duración.

1.5. Tipos de Molinos.

Los dispositivos más antiguos utilizados para efectuar esta operación constaban de dos partes: una superficie fija y otra que frotaba contra aquella. Es típico el viejo molino de granos de 2 muelas, una superior y otra inferior. Este dispositivo provoca la desintegración, principalmente por esfuerzos de cizalla.

En la transición de los viejos dispositivos de molienda a la generalizada aplicación de los molinos de bolas y de barras aparecen diversas máquinas en las que el material se reduce de tamaño entre rodillos o bolas pesadas que ruedan sobre un anillo de trituración, los aparatos actuales para la reducción a tamaños finos de partícula dependen más de choques o impactos que de fuerzas de cizalla ^(8,9).

Por lo anterior, para la reducción del tamaño de partícula a partir de un proceso de molienda existe una variedad de equipos de molienda dependiendo el tipo de mineral a moler entre los que podemos encontrar molinos chilenos, de rodillos, Raymond, de bolas, tubular, cilíndrico, entre otros, pero para efecto de este trabajo únicamente se describe al molino de bolas ya que es el más utilizado en la industria del tratamiento y recuperación de metales preciosos^(10,11), razón por la cual fue el tipo de molino que se utilizó para el desarrollo de este trabajo de tesis.

1.6. Molino de Bolas:

Consiste en cámaras giratorias de acero, de forma cilíndrica o tronco – cónica, llenas hasta la mitad con bolas de acero o de hierro. La reducción de tamaños se produce gracias a los choques que ocasionan estas bolas al caer, desde la altura a que son levantadas por la rotación de la cámara (conocido como efecto cascada como se observa en la figura 1.1). La mayoría de los molinos de bolas son equipos de trabajo continuo; la alimentación llega por un extremo y la descarga se

efectúa por el extremo opuesto o por la periferia. Estos molinos pueden operar en seco o en húmedo. En los molinos de bolas cilíndricos, el producto puede desalojarse por rebose a través del muñón de descarga, las partículas más pequeñas se suspenden y arrastran por el fluido circulante, que puede ser aire o agua, normalmente los molinos de bolas operan por arriba de un 70 % de sólidos dependiendo del peso específico del mineral ⁽¹¹⁾.

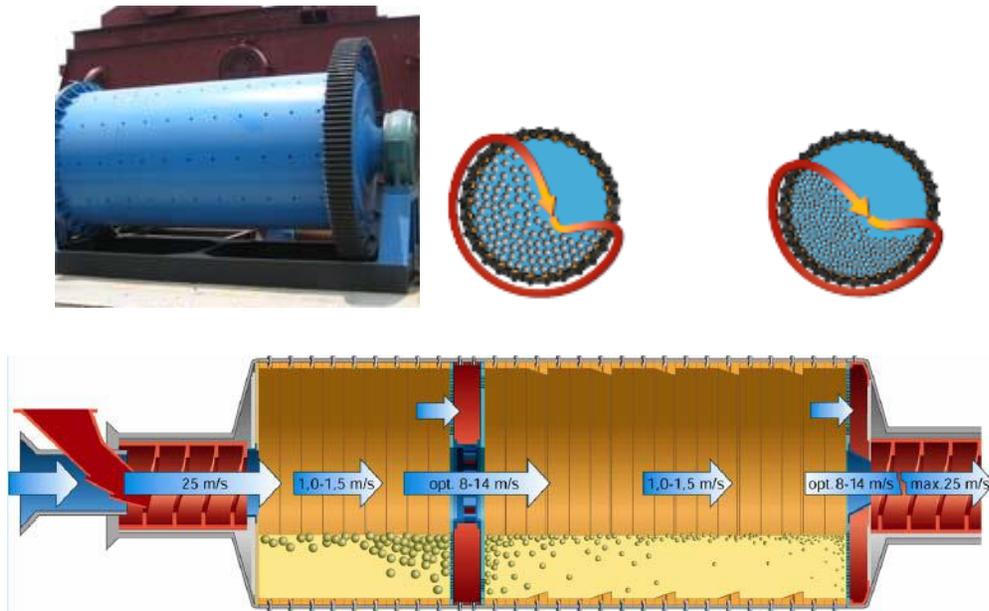


Figura 1.1. Esquema de la rotación de un molino de bolas.

El molino cilíndrico en su acción genera una caída de cascada de los rodillos, bolas o granulantes para generar una gran cantidad de partículas del tamaño requerido, estos cuerpos molturantes son elevados a un ángulo tal, que la gravedad domina a la fricción y a la fuerza centrífuga, la carga entonces ira precipitándose y cayendo generándose los tamaños de partículas requeridos por impactos continuos, repetidos y de desgaste. Para que se efectúe la molienda de las partículas de mineral en un molino se requiere que los miembros de molienda (bolas o barras) tengan un movimiento relativo respecto al molino para que al llegar a determinada posición en su movimiento de caída y rodamiento efectúen su trabajo, a la velocidad necesaria del molino para satisfacer tal condición se le denomina velocidad de trabajo (V_t) que corresponde dependiendo del molino y requerimiento de molienda,

entre 70% y 80% de la velocidad crítica, siendo esta la velocidad a la cual una bola en el interior del molino se adhiere a este por efecto centrífugo y se desprende al llegar a la parte superior del mismo y cae libremente

1.7. Factores a considerar en el proceso de molienda.

Los medios de molienda se clasifican en:

1. Esferas metálicas.
2. Barras metálicas.
3. Mineral de mayor tamaño y dureza.

El mineral en su paso por el molino, puede ser fracturado mediante dos formas:

1. Efecto de cascada, aquí el mineral es fracturado mediante fuerzas de impacto.
2. Desgaste, el tipo de fractura es vía abrasión o fricción.

Así, los materiales menos resistentes se fracturan al interior del molino o se desgastan paulatinamente hasta su desgaste final, debido a los repetidos impactos y el desgaste al cual están sometidos ⁽¹¹⁾.

En el sistema de molienda en seco, el mineral ya molido a la finura indicada, circula hasta que terminan por molerse las pocas partículas de mineral grandes no fraccionadas, lo cual aumenta el consumo de fuerza motriz por unidad de producción y disminuye el rendimiento del molino, por lo cual, las características de la molienda en seco son: generación de más finos, produce un menor desgaste de los revestimientos y medios de molienda y es adecuada cuando no se quiere alterar el mineral tal es el caso de la molienda de la sal ⁽¹¹⁾.

Al operar el molino por vía húmeda, el mineral finamente molido es extraído con agua de los intersticios entre las bolas y por tanto no perjudica la molienda de las partículas de mineral gruesas, en esta operación se agrega un 50% a 60% de agua en peso, para asegurar una descarga rápida del mineral ^(11, 12). Generalmente se muele en húmedo debido a que:

- El consumo de energía por tonelada de mineral tratado es menor si se compara con una operación de molienda en seco.
- Se logra una mejor capacidad del equipo.
- Existen menos problemas de polvo y ruido.
- Hace posible el uso de equipo de clasificación en húmedo (ciclones y espirales), lo cual a su vez nos permite tener un mejor control de la granulometría requerida en los procesos subsecuentes (flotación o lixiviación).
- El mineral molido en forma de pulpa es mucho más fácil de manejar empleando técnicas simples de manejo y transporte de pulpa en equipos como bombas, cañerías, canaletas, etc.

Las variables a considerar en la molienda consisten en:

- a) La capacidad de producción de los molinos de bolas la cual se determina por el peso de la carga y la duración del ciclo de operación y trabajo que es la suma de tiempo de carga de molienda y descarga ⁽⁹⁾.
- b) El tiempo de duración de la operación de molienda está en función de las dimensiones del molino, del tamaño de las partículas de mineral alimentado y de la finura de la partícula de mineral molido exigida en los procesos siguientes tales como flotación o lixiviación ⁽¹¹⁾.
- c) El consumo de acero (revestimiento, bolas o barras) puede variar desde 0.2 kg/ton. hasta 1.4 kg/ton. para los diferentes minerales y grados de molienda.
- d) La potencia necesaria para el accionamiento del molino es proporcional a su carga y es de aproximadamente 1.5 kw-hr/tm de mineral y de la carga de las bolas de acero.
- e) La cantidad de mineral que se puede cargar en un molino de bolas oscila de 0.4 a 0.5 toneladas por metro cúbico de capacidad ^(11,13).

Para que la operación de molienda pueda considerarse como económica existen cuatro factores fundamentales que deben de considerarse ya que influyen directamente en los resultados finales, dichos factores son los siguientes: La carga y

tipo de mineral, la cantidad de agua alimentada junto con el mineral en la alimentación del molino (esta agua influye directamente en el % de sólidos al cual se lleva a cabo la molienda), la cantidad de agua alimentada en el cajón de descarga del molino para llevar a cabo una clasificación eficiente y finalmente la elección adecuada de los medios de molienda.

Condiciones de operación.

La velocidad de rotación del molino de bolas debe ser menor que aquella que, en virtud de la fuerza centrífuga, mantiene la carga adherida a su superficie interna, ya que en tal caso no existiría molienda, puesto que las bolas no caerían sobre el material a triturar ^(8, 9, 13).

Para velocidades pequeñas, las bolas ruedan simplemente unas sobre otras y no son elevadas y arrojadas sobre el material, motivo por el cual solo resultan afectadas las partículas más pequeñas.

Con una corrección debida al diámetro de la bola, la velocidad crítica queda establecida por la expresión.

$$N = \frac{42.3}{(D-d)} \quad \text{Dónde:} \quad (1)$$

N = Número de revoluciones por minuto.

D = Diámetro del molino en metros.

d = Diámetro de las bolas en metros.

Para velocidades pequeñas, con las que la carga resbala o rueda sobre si misma, la energía necesaria para mover el molino varia proporcionalmente a la velocidad de rotación. A velocidades superiores se produce un desplazamiento de la carga sobre el revestimiento del molino, y el consumo de energía aumenta más lentamente al elevarse la velocidad de rotación.

Para poder efectuar la operación de molienda de las partículas de mineral en un molino se requiere que los miembros de molienda (bolas o barras) tengan un movimiento relativo respecto al molino para que al llegar a determinada posición en su movimiento de caída y rodamiento efectúen su trabajo ^(8, 9, 13).

A la velocidad necesaria del molino para satisfacer tal condición se le denomina velocidad de trabajo (V_t) que corresponde dependiendo del molino y requerimiento de molienda, entre 70% y 80% de la velocidad crítica, siendo esta la velocidad a la cual una bola en el interior del molino se adhiere a este por efecto centrífugo y se desprende al llegar a la parte superior del mismo y cae libremente

$$V_t = 0.75 V_c \quad (2)$$

1.7.1. Carga de bolas.

La cantidad de bolas que se coloca dentro de un molino depende en gran parte de la cantidad de energía disponible para mover el molino ^(8, 9, 13).

Generalmente esa cantidad de bolas nunca llega al 50% del volumen, aunque una carga de bolas igual al 50% del volumen del molino da la capacidad máxima, el volumen total de las bolas no debe ser menor que el 20% del volumen interior (las cargas normales varían de 40 a 50%).

En cualquier operación de molienda que se desee una producción mínima de finos deberá usarse una carga de bolas cuyo diámetro está relacionado con el tamaño del mineral que se alimentará; el aumento de la carga de bolas hace elevar el gasto de energía hasta alcanzar un valor máximo por encima del cual la energía necesaria disminuye al aumentar la carga, por acercarse al centro de gravedad de ésta al eje de rotación ⁽¹³⁾.

Como regla general la carga de bolas se debe determinar mediante ensayos metalúrgicos por estudios detenidos. La potencia necesaria es máxima cuando el contenido en sólidos de alimentación es del orden del 75%.

El consumo de bolas está dado en función al tonelaje tratado, a la dureza del mineral, al tamaño de la carga de mineral, cuanto más pequeñas sean las bolas, mayor será la finura del producto final. La calidad de las bolas es de importancia, por ello se fabrican de acero moldeado, fundido, laminado o forjado, normalmente se emplea acero al manganeso o al cromo, también se usa hierro blanco para la fabricación de las mismas.

La elección de las dimensiones de un molino es función de muchos factores entre los cuales destacan: la dureza del mineral, el tamaño promedio de la alimentación, como también el grado de finura a obtenerse, humedad de la pulpa, la cual forma parte de las superficies de los forros ya sean onduladas o lisas y se emplean para moliendas gruesas y finas respectivamente, la velocidad del molino afecta a la capacidad y también al desgaste, en proporción directa hasta del 85% de la velocidad crítica ^(12, 13).

La carga de bolas en los molinos debe de ser un factor constante ocupando un volumen proporcional a ellos. Independientemente del diámetro de la descarga del molino, en términos generales se considera como carga apropiada la que ocupa el volumen correspondiente aproximadamente a un tercio del diámetro de trabajo del molino ^(14, 15 16).

De esta consideración se llega a la siguiente fórmula ⁽²⁾.

$$C_B = 0.2044 V \text{ donde:} \tag{3}$$

C_B = Carga de bolas en Kg.

V = Volumen del molino en metros cúbicos

Con los molinos de bolas, generalmente es necesario operar en circuito cerrado, ya que poseen dispositivos de clasificación del producto.

La molienda es una de las etapas claves en el procesamiento de minerales y la metalurgia extractiva de los metales preciosos. Por tanto, es una de las

operaciones unitarias que ha atraído la mayor atención de los investigadores ⁽⁵⁾. Esta operación puede ser simulada mineral por mineral y tamaño por tamaño, con un modelo llamado de orden p-acumulativo usando conceptos de Harris ⁽¹²⁾, Horst, Bassarear ⁽¹³⁾. Las principales características de este modelo son las siguientes: 1).- La alimentación está caracterizada por una distribución granulométrica global y los contenidos de distribución para las especies del mineral constitutivos; 2).- Después del tiempo medio de residencia en el molino, la descarga muestra también distribuciones granulométricas y contenidos de distribución para las especies minerales constituyentes; 3).- El flujo volumétrico de la pulpa es necesario en el cálculo del tiempo promedio de residencia en el molino; 4).- La transferencia de la pulpa a través del molino es definida por la siguiente ecuación:

$$W_{i,j}(T) = W_{i,j}(0) \exp(-F_j k_i T^{p_{i,j}}), \quad (4)$$

Donde:

T es el tiempo medio de residencia en el molino, en minutos.

$W_{i,j}(0)$ y $W_{i,j}(T)$ son la alimentación y el flujo másico de descarga en el molino para el componente j del mineral y el tamaño más grueso de la apertura i de la malla, respectivamente.

$K_{i,j}$ es la velocidad de molienda acumulativa específica, y

$p_{i,j}$ es el orden cinético de molienda de la especie j de un tamaño más grueso que la malla i.

F_j es un factor de escala aplicable cuando la molienda es simulada a escala industrial, desde la cinética de molienda derivada de las pruebas hechas a escala laboratorio.

Por otro lado, los modelos utilizados para obtener información sobre la granulometría del producto de molienda, son útiles y han sido abordados por algunos investigadores al establecer el modelo de balance tamaño y masa; en este aspecto, Austin ⁽¹⁶⁾ propuso la ecuación general de molienda (4). Este modelo presenta, sin embargo, serias limitaciones cuando se extiende a la cinética de minerales

individuales. Debido a la complejidad en el seguimiento de cada mineral, Harris ⁽¹⁷⁾ y Tanaka ⁽¹⁴⁾, propusieron el modelo cinético acumulativo de molienda de primer orden:

$$c_i(t) = c_i(0) \exp(-k_i t) \quad (5)$$

Donde:

$c_i(t)$ es la fracción granulométrica acumulativa más gruesa que la apertura de la malla denotada por el subíndice i , producida por la molienda durante el tiempo t .

$c_i(0)$, igual que el anterior pero en la alimentación al molino.

k_i es la velocidad específica acumulativa de molienda en minutos de la fracción más gruesa que la malla i .

La dificultad propia del modelo de primer orden es el de no preservarse sobre intervalos tan grandes de tamaño ⁽¹⁸⁾, destacándose para las fracciones gruesas una desviación sistemática de la cinética de primer orden, conocida como fracturado anormal ⁽¹¹⁾. Para que la desviación antes mencionada pueda tomarse en cuenta, Harris ^(12, 17) propuso una técnica de ajuste de No-Primer-orden. Esta ecuación da dos parámetros adaptables (b y P) con los cuales se ajustan los datos granulométricos de molienda; esto es mucho más útil en ajustes especiales cuando se considera un amplio rango de tamaños.

$$C_i(t) = C_i(0) \exp(-b_i t^{p_i}) \quad (6)$$

Donde:

b_i es la velocidad específica de fractura con base acumulativa de fracción masa, más gruesa que el tamaño i (Dimensiones: tiempo $^{-p_i}$).

p_i es el orden de la cinética de molienda de fracción masa más gruesa que el tamaño i (Adimensional),

b_i y p_i son determinados por la técnica de mínimos cuadrados. En nuestro caso, el modelo de p -orden dado por la ecuación (6) se extiende para ser aplicado a cada mineral y se lineariza:

$$\ln \ln c_{m,i}(0) / c_{m,i}(t) = p_{m,i} \ln t + \ln b_{m,i} \quad (7)$$

Donde: El subíndice m adicional significa que cada parámetro se define para cada componente (Ag) o para cada mineral individualmente. Este modelo matemático resulta muy útil cuando se quiere simular el comportamiento en molienda de una especie mineralógica cualquiera (o de todas) que forma parte del material todo-uno. Las ecuaciones (5), (6) y (7) constituyen la base principal para el estudio de molienda y determinación de las condiciones óptimas de operación para la liberación máxima de los valores de Ag encapsulados en las partículas de sílice de los jales del estado de Hidalgo. Estos modelos serán utilizados para realizar el estudio cinético de molienda tipo “batch” en forma global tamaño por tamaño y especie por especie de los jales del Estado de Hidalgo. Los resultados cinéticos de la molienda pueden ser alimentados al simulador, para determinar en estudios posteriores la configuración del circuito óptimo de molienda.

CAPITULO II

DESARROLLO EXPERIMENTAL.

En el presente capítulo se describen las características generales del material utilizado, su muestreo y el procedimiento experimental llevado a cabo para su caracterización química, mineralógica y granulométrica, de igual manera se describe la metodología usada para llevar a cabo la cinética de molienda.

2.1. Localización y acceso al área de estudio.

En primer lugar se seleccionaron las escombreras de Dos Carlos como área de estudio de este trabajo, debido a que esta área ha sido una de las menos estudiadas siendo este uno de los depósitos más antiguos de escombreras en el estado y de las cuales se tiene un volumen aproximado de 14.3 millones de toneladas ⁽¹⁹⁾, las cuales se encuentran ubicadas en el municipio de Pachuca, Hidalgo, México, al N 20° 06' W y con una elevación de 2423 metros sobre el nivel del mar.

El acceso se logra por medio de un trayecto de aproximadamente 3.5 Km. (medido desde el centro de la ciudad de Pachuca) por la carretera federal No. 130 Pachuca-Tulancingo, hasta el libramiento 11 de Julio, se entronca sobre la carretera federal No. 105 México-Tampico y a 100 metros a mano derecha sobre esta carretera se llega a las escombreras de estudio. En las Figuras 2.1 y 2.2 se muestran el mapa y la foto de localización del área de las escombreras de estudio para este trabajo de tesis.

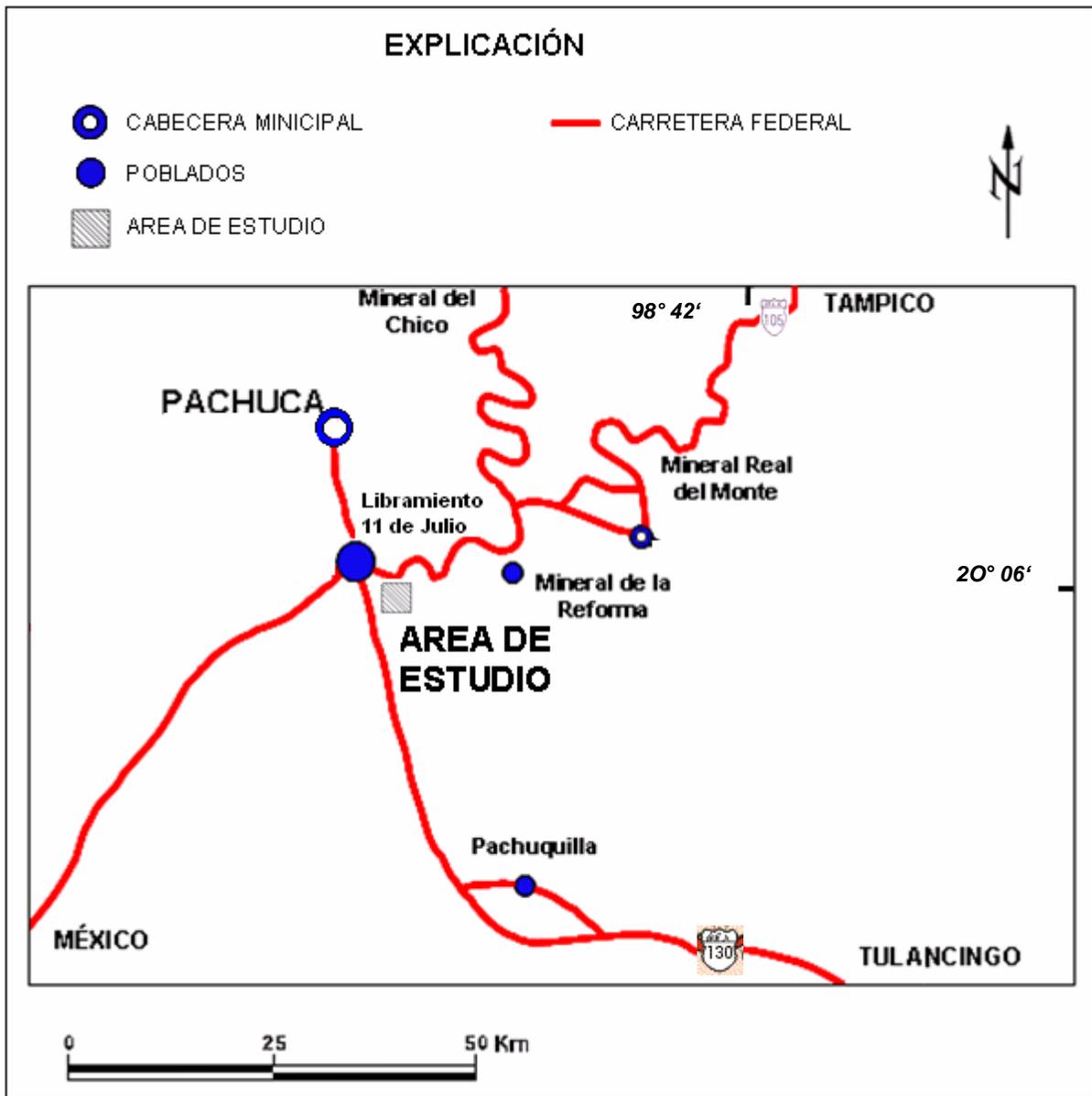


Figura 2.1. Plano de localización de las escombreras de Dos Carlos, Ubicadas en el municipio de Pachuca, estado de Hidalgo, México.



Figura 2.2. Fotografía de localización de las escombreras de Dos Carlos, Ubicadas en el municipio de Pachuca, Estado de Hidalgo, México.

2.2. Muestreo.

El mineral utilizado para la realización de este trabajo fue obtenido en las escombreras de Dos Carlos, perteneciente al municipio de Pachuca de Soto, Hidalgo, llevando a cabo la toma de muestras en forma selectiva en la parte inferior, media y superior de la escombrera (Fig. 2.3), la forma en que se efectuó la toma de muestras fue realizando canales de aproximadamente 2 metros de longitud por 30 centímetros de ancho tomándose un total de cuatro muestras representativas con un peso aproximado de 50 Kg cada una.



Figura 2.3. Fotografía donde se muestran los puntos de muestreo de las escombreras de Dos Carlos, ubicadas en el municipio de Pachuca, estado de Hidalgo, México.

2.3. Cuarteo.

El cuarteo fue realizado con el objeto de homogenizar las distintas muestras obtenidas en campo, para lo cual se mezclaron las cuatro muestras (50 kg cada una) y se procedió a realizar el cuarteo tal como se observa en la Figura 2.4, una vez cuarteado el material se obtuvieron muestras para el análisis químico, Fluorescencia de Rayos X (FRX), Difracción de Rayos X, Microscopía Electrónica de Barrido en conjunción con Microanálisis por Dispersión de Energías (MEB-EDS), Granulometría y Molienda.



Figura 2.4. Fotografía donde se aprecia el momento del cuarteo del mineral a estudiar.

2.4. Caracterización.

Se realizó una caracterización exhaustiva con las muestras representativas de las escombreras de Dos Carlos obtenidas del cuarteo bajo las siguientes técnicas:

2.4.1. Análisis por Fluorescencia de Rayos X.

El material usado para el análisis por fluorescencia de rayos X (FRX) se empleó tal como está el jal sin requerir preparación alguna de parte de la muestra, para llevar a cabo el análisis se utilizó un espectrómetro marca SIEMENS operado en vacío, (Figura 2.5) bajo las siguientes condiciones analíticas.

La muestra se irradió con un anticátodo de Rh empleándose los siguientes cristales LiF200, Ge111, y T1AP, la calibración del equipo se realizó con diferentes óxidos minerales de composición conocida



Figura 2.5. Espectrómetro de FRX marca SIEMENS.

2.4.2. Difracción de Rayos X.

Para llevar a cabo este análisis fue necesario preparar el 100 % de la muestra a - 200 mallas (74 μ m), una vez preparada la muestra a dicho tamaño se procedió a pesar 1 gramo de muestra la cual fue compactada en un portamuestras para su posterior análisis por Difracción de Rayos X efectuado con un difractómetro PHILLIPS, modelo X-Pert Gateway 2000 (figura 2.6) el cual operó bajo las siguientes condiciones de trabajo:

Radiación	Cu ($K_{\alpha 1}$)
Longitud de onda	1.54056 Å
Monocromador	Grafito
Voltaje	40 KV
Intensidad	30 mA
Velocidad de barrido	0.02 θ /min.

La técnica de Difracción de rayos X se utilizó para la determinación de las especies mineralógicas mayoritarias presentes en el material estudiado.

Los difractogramas obtenidos fueron evaluados con la ayuda de un paquete de programas Diffract – at, el cual cuenta con un banco de datos con fichas de la Joint Comitee of Powder Diffraction Standards (JCPDS), el análisis por DRX proporciona datos reales para la identificación cualitativa de especies minerales presentes en la muestra a analizar.



Figura 2.6. Difractómetro de Rayos X Marca PHILLIPS, Modelo X'PERT.

2.4.3. Microscopia Electrónica de Barrido y Microanálisis por Dispersión de Energía.

Este estudio fue llevado a cabo para analizar la morfología y compacidad de las partículas del jal, asimismo se realizaron microanálisis químicos puntuales con el objeto de determinar la naturaleza del material estudiado, dicho estudio se llevó a cabo con muestras obtenidas del cuarteo las cuales se prepararon a -200 mallas, dichas muestras fueron depositadas sobre una cinta adhesiva de grafito y posteriormente fueron recubiertas con una capa delgada de grafito para evitar interferencia de las líneas características del oro durante el microanálisis semicuantitativo efectuado por EDS así como para mejorar la conductividad y obtener mejores imágenes de las mismas.

Se utilizó un microscopio electrónico de barrido de bajo vacío, marca Jeol modelo JSM 5900LV con un alcance de 500,000 magnificaciones, spot size de 10^{-2} a 10^{-5} amp., con una aceleración de voltaje de 30 Kv, equipado con un detector de energía retrodispersiva de rayos X (EDS) marca Oxford, para realizar el microanálisis semicuantitativo elemental en las muestras de análisis hasta en regiones menores a 0.5 micrómetros y con el alcance adicional de poder observar muestras húmedas.

Las actividades realizadas para este estudio fueron: una vez preparada la muestra se procedió a observarlas en el MEB a diferentes magnificaciones con el propósito de medir el tamaño de partícula del mineral; la medición se realizó directamente en el microscopio como se puede apreciar en las fotomicrografías del capítulo siguiente y auxiliándonos con las herramientas de medición del propio equipo, así mismo se tomaron diversos microanálisis puntuales y por zona con ayuda del EDS, para poder identificar la presencia de plata en el material ^(20, 21).



Figura 2.7. Microscopio Electrónico de Barrido de bajo vacío, Jeol JSM 5900LV.

2.4.4. Caracterización Química.

Se utilizaron dos técnicas para llevar a cabo la caracterización química, la primera de ellas fue la Espectrometría de Absorción Atómica (EAA), esta técnica se usó para la cuantificación de Zn, Cu, Pb, Fe, S y Si presentes en el material de estudio, la cuantificación de dichos elementos se realizó mediante el Espectrofotómetro de Absorción Atómica, con un equipo marca Perkin Elmer modelo 2100 (Figura 2.8).

El espectrofotómetro es un equipo que sirve para descomponer la luz visible en su espectro comparando con la longitud de onda del elemento a cuantificar, dicha longitud de onda se registra por medio de señales eléctricas.

Para dicho análisis se pesaron 100 mg de muestra colocándola en un crisol de platino, y se adicionaron 20 ml de una mezcla de ácidos HF y HNO₃ concentrados (1:1); se calentó durante 20 minutos en una parrilla de calentamiento a reflujo para disolver la muestra, una vez terminada la digestión, se dejó enfriar la solución, se neutralizó con una solución saturada de ácido bórico (H₃BO₃) y se aforó en un matraz volumétrico de plástico de 100 ml. Se utilizó flama de óxido nitroso – acetileno o aire

–acetileno según las condiciones requeridas para el elemento a analizar, los flujos de gas fueron de 4.5 l/min para el óxido nitroso o aire y 7.5 l/min para el acetileno, se utilizaron patrones comerciales certificados, se calibró el equipo con los estándares y se realizó la lectura de los siguientes elementos: Ag, Cu, Bi, Ni, Mn, Fe, Sn, Hg, Cd, Se, Te, Zn, Pb, As, Sb, Mg, Si, Ca, K, Na, Al^(22, 23)., cuyos resultados se presentan en el siguiente capítulo.

Para la determinación del oro fueron pesados 2 gramos de mineral, adicionándole 15 ml de NaCN (2500 ppm de NaCN + Cal 800 ppm), calentándolo y agregándole 0.2 gr. de peróxido de sodio hasta secarlo completamente, una vez que se enfrió se le adicionó 20 ml. de agua, calentándose nuevamente hasta sequedad total, posteriormente se dejó enfriar y se adicionó 25 ml. de agua despegando el sólido adherido en las paredes del vaso y enseguida fue filtrado y posteriormente a cuantificarlo por Absorción atómica, utilizando un estándar de Au^(24, 25).



Figura 2.8. Espectrofotómetro de Absorción Atómica marca Perkin Elmer modelo 2100.

2.4.5. Granulometría.

El análisis granulométrico se realizó vía húmeda, debido a que las partículas de los jales son muy finas y se adhieren a las partículas más grandes o entre ellas mismas, como resultado de la atracción electrostática o de la tensión superficial que se origina por la presencia de pequeñas cantidades de humedad ^(2, 11, 12, 15).

Este análisis se llevó a cabo en tamices estándar (serie Tyler), No. 80, 100, 140, 200, 270 y 400, tamizando una muestra de 100 gr, las fracciones obtenidas se secaron al medio ambiente, posteriormente se pesaron. Los pesos obtenidos se representan en porcentaje como se observa en el capítulo de resultados en el apartado de molienda.

2.5. Cinética de Molienda.

Se trabajó con una muestra representativa de 50 Kg de jal, sometiéndola a mezclado y cuarteo hasta obtener 10 muestras idénticas de aproximadamente 2 Kg cada una. A continuación se sometieron estas muestras a molienda tipo "batch" por 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos, determinándose previamente los parámetros de operación del molino, como la velocidad crítica (V_c), velocidad de trabajo (V_t), peso de la pulpa (P_{pulpa}), etc. Los productos derivados de la molienda fueron sometidos a tamizado en húmedo, con el fin de garantizar una buena separación de tamaños de partícula, utilizando la Serie Tyler de la malla No 80, 100, 140, 200, 270 y 400. Las fracciones obtenidas en el tamizado de las muestras de $t = 0$ a $t = 46$ minutos de molienda, se analizaron por el método de Espectrofotometría de Absorción Atómica para la determinación de las concentraciones de oro, plata y silicio, el tamizado del cual se hace mención se efectuó con la idea de realizar el estudio granulométrico de la descarga del molino, tamaño por tamaño y especie por especie de interés económico (Ag y Au).

2.5.1. Descripción del equipo utilizado.

El equipo utilizado fue una unidad de molienda marca Denver (figura 2.9), que consta de dos partes.

a) Unidad de Rodillos para Molienda (denver).

Esta unidad consiste de cuatro rodillos de acero cubiertos de hule, motor reductor de velocidad y una banda de transmisión tipo V. la unidad entera está montada en una base de acero la cual permite ajustar los rodillos para colocar de uno a seis molinos, transmitiéndole al o los molinos un movimiento giratorio, para la acción de molienda.

b) Molino de bolas (Denver).

Este molino es de acero, forma tubular y está diseñado para usarse con la unidad de rodillos. El labio normal de descarga ha sido eliminado, pese a esto, el molino puede vaciarse y lavarse con un grado mínimo de dificultad.

El molino cuenta con un cabezal de descarga a prueba de fugas, un tornillo manual para montar y desmontar el cabezal y una barra transversal que funciona como palanca manual.

Especificaciones:

DIMENSIONES INTERNAS		CAPACIDAD EN GRAMOS	PESO EN lb.
DIÁMETRO	LONGITUD		
19.50 cm.	21.35 cm.	500 - 2000	23.72 lb.

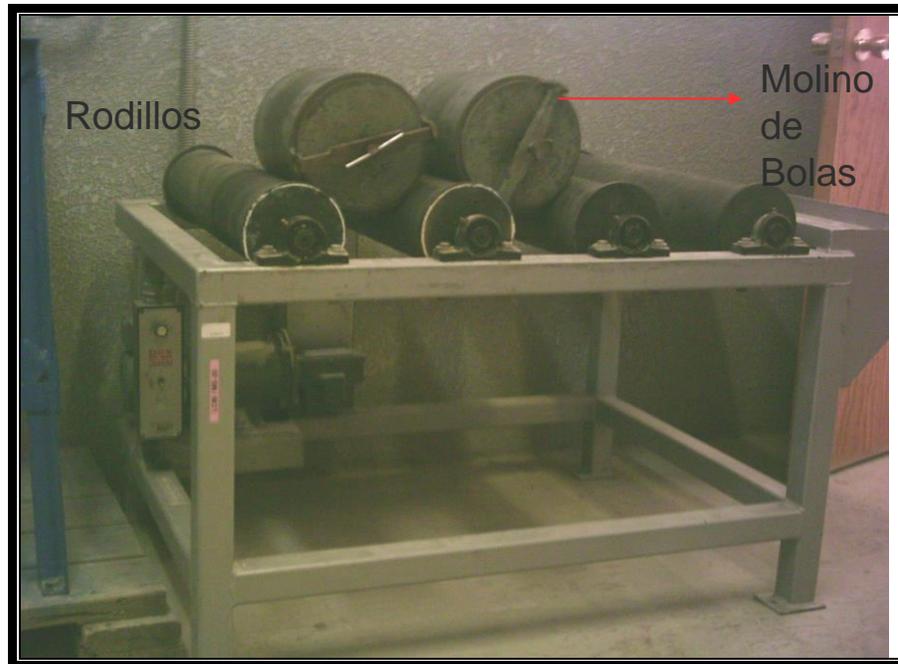


Figura 2.9. Unidad de molienda marca Denver, equipada con Unidad de Rodillos para Molienda (Denver) y Molino de bolas (Denver).

2.5.2. Determinación de parámetros de molienda.

Los parámetros bajo los cuales se llevaron a cabo todas las moliendas se enuncian a continuación de acuerdo a las características del equipo mencionadas anteriormente.

Volumen del molino:

$$V = 3.1416 * r^2 * h$$

$$V = 3.1416 * ((9.75 \text{ cm.})^2) * (21.35 \text{ cm.})$$

$$\underline{V = 6376 \text{ cm}^3}$$

Velocidad crítica:

$$V_c = 54.2 / \sqrt{\text{radio}}$$

$$\underline{V_c = 95.83 \text{ rpm}}$$

Velocidad de trabajo:

$$V_t = 0.75 * V_c$$

$$V_t = ((0.75) * (95.83 \text{ rpm}))$$

$$\underline{V_t = 71.87 \text{ rpm}}$$

Carga de bolas:

$$C_b = 0.2044 * V * \text{densidad del Fe}$$

$$C_b = ((0.2044) * (6376 \text{ cm}^3) * (7.85 \text{ gr. / cm}^3))$$

$$\underline{C_b = 10.23 \text{ Kg.}}$$

Carga de pulpa:

$$C_p = 0.2956 * V * \text{densidad de pulpa}$$

$$C_p = ((0.2956) * (6376 \text{ cm}^3) * (1.6436 \text{ gr/ cm}^3))$$

$$\underline{C_p = 3097.77 \text{ gr.}}$$

Cantidad de agua que se utilizó en cada molienda:

Pulpa al 70 % de sólidos.

$$\text{Agua} = (((2.17 \text{ Kg.}) * (30 \%)) / 70 \%)$$

$$\underline{\text{Agua} = 930 \text{ ml.}}$$

2.6. Técnica de Investigación.

- 1) Se obtuvo una muestra de jales de Dos Carlos con un peso aproximado de 200 kilogramos, dicha muestra se homogenizó y posteriormente se cuarteó para la obtención de 10 muestras idénticas con un peso de 2.17 kilogramos cada una.
- 2) Seis de esas muestras se utilizan para la realización de las pruebas de molienda programadas con anterioridad, en tanto que las otras cuatro se dejan como reservas para utilizarse en caso de que algunas de las

pruebas no se ejecuten debidamente, o en su defecto a problemas causados por fallas de equipo.

- 3) De una de estas muestras, se tomaron dos submuestras de 100 gramos cada una, destinadas a:
 - a) Análisis Cualitativo vía Difracción de Rayos X.
 - b) Tamizado en húmedo – seco para calcular el % de retenido y Análisis Cuantitativo de plata y oro vía Absorción Atómica para cada una de las fracciones tamizadas.
- 4) Se realizó la molienda en húmedo (70 % sólidos en peso) de cada una de las muestras para los tiempos requeridos (2 minutos, 4 minutos, 8 minutos, 16 minutos, 32 y 46 minutos), esto es con el fin de realizar la cinética de molienda.
- 5) Cada una de las muestras molidas fueron decantadas y secadas a temperatura ambiente, posteriormente se homogenizan y se toman muestras representativas de cada producto de molienda para tamizado en húmedo – seco y se calcula la granulometría, a continuación se toma una pequeña muestra de cada una de las fracciones tamizadas y se procede a enviarlas para su análisis químico para plata, oro y silicio vía Absorción Atómica, de la misma forma se obtiene una muestra de aproximadamente 800 gramos del producto de cada molienda para posteriores estudios de lixiviación vía tiosulfatos y cianuración que por razones obvias no se abordan en este trabajo.
- 6) Los datos producto de la experimentación se traducen a % retenido, % acumulativo más y menos fino por tamaño y especie, % de distribución y contenidos de oro y plata.

CAPITULO III

ANALISIS DE RESULTADOS

Los resultados se presentan de acuerdo al plan experimental, en primer lugar se presentan los resultados obtenidos de la caracterización de los jales de Dos Carlos a través de las diferentes técnicas aplicadas para tal fin, posteriormente se abordan y analizan los resultados obtenidos de la cinética de molienda a distintos tiempos.

3.1. CARACTERIZACION DE LOS JALES DE DOS CARLOS.

Se realizó la caracterización de los jales de Dos Carlos mediante las siguientes técnicas: Fluorescencia de Rayos X, Difracción de Rayos X, Microscopia Electrónica de Barrido, Espectrofotometría de Absorción Atómica y Análisis Granulométrico con distribución de valores.

3.1.1. Fluorescencia de Rayos X.

En la tabla número 3.1 se presentan los resultados obtenidos por Fluorescencia de Rayos X de las escombreras de Dos Carlos, en donde se aprecian las especies mayoritarias sílice, alumina y hematita, observándose también las especies minoritarias tales como oxido de magnesio, oxido de calcio, oxido de sodio, oxido de potasio, pentóxido de fósforo, trióxido de azufre y óxido de zinc. También se aprecia la presencia de elementos minoritarios como plata y oro. Obviamente parte de los óxidos de hierro, sodio, potasio y azufre es posible que sean parte de las fases minerales con presencia de sulfuros y la otra parte de la familia de la jarosita contenida en estos jales; en donde una porción de la plata se incorpora a la estructura de la jarosita y probablemente la diferencia de este elemento en el análisis por FRX se deba a la presencia de las jarositas e hidronio en las mismas.

TABLA 3.1. Análisis Químico del Jal por FRX.

Elemento	%
SiO ₂	70.43
Al ₂ O ₃	7.32
Fe ₂ O ₃	2.8
MgO	0.548
MnO	0.731
CaO	0.69
Na ₂ O	0.08
K ₂ O	0.08
P ₂ O ₅	0.12
SO ₃	0.94
Zn	0.045
Cu	0.010
Pb	0.0311
Ag	55 gr/tonelada
Au	0.58 gr/tonelada

3.1.2. Difracción de Rayos X.

El método de Difracción de Rayos X proporciona un medio adecuado y práctico para la identificación cualitativa de compuestos cristalinos complejos, como es el caso de las escombreras de Dos Carlos, constituidas de residuos de los minerales de Pachuca, los cuales se hallan integrados principalmente por minerales no metálicos, acompañados en baja porción por minerales metálicos en forma de óxidos y sulfuros, encontrándose principalmente los valores de oro y plata contenidos en los sulfuros minerales.

La tabla número 3.2 muestra la identificación por DRX, en orden de abundancia de las especies minerales identificadas.

TABLA 3.2. Análisis Cualitativo por Difracción de Rayos X.

Especie Mineral	
No Metálico	Metálico
Cuarzo	Hematita
Ortoclasa	Magnetita
Berlinita	Pirolusita
Anortoclasa	Pirita
Calcita	Esfalerita
Yeso	Galena
Albita	Calcopirita
	Argentita

Así mismo se pudieron identificar especies mineralógicas de jarositas presentes en las escombreras las cuales se presentan en la tabla número 3.3, se presumía que dichas jarositas podían estar presentes en el estado de hidalgo en las minas del Paricutin y el Cristo ⁽²⁶⁾, y mediante este estudio dichas jarositas se pudieron encontrar en las escombreras de Dos Carlos, por lo que consideramos que estos residuos provienen de la lixiviación del mineral de estas minas antes mencionadas., así mismo se pudo identificar la presencia de sulfuro de plata en estas escombreras.

TABLA 3.3. Análisis Cualitativo por DRX donde se observa la presencia de jarositas.

PDF No.	Especies minerales identificadas	FORMULA
10-0443	Jarosita de potasio	$KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$
30-1203	Jarosita de potasio	$KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$
11-0302	Natrojarosite	$NaFe(SO_4)_2(OH)_6$
10-0443	Argentita	Ag_2S
31-0650	Hidronio jarosita	$(H_3O)Fe_3(SO_4)_2(OH)_6$

En la figura número 3.1 se muestra el difractograma de Rayos-X de los jales de Dos Carlos. En dicho difractograma se puede apreciar la presencia de Cuarzo, Albita, Berlinita, Ortoclasa, Jarosita de Potasio y Natrojarosita como especies mayoritarias.

Por otra parte en las figuras 3.2 y 3.3 se observa la presencia de jarositas en este material.

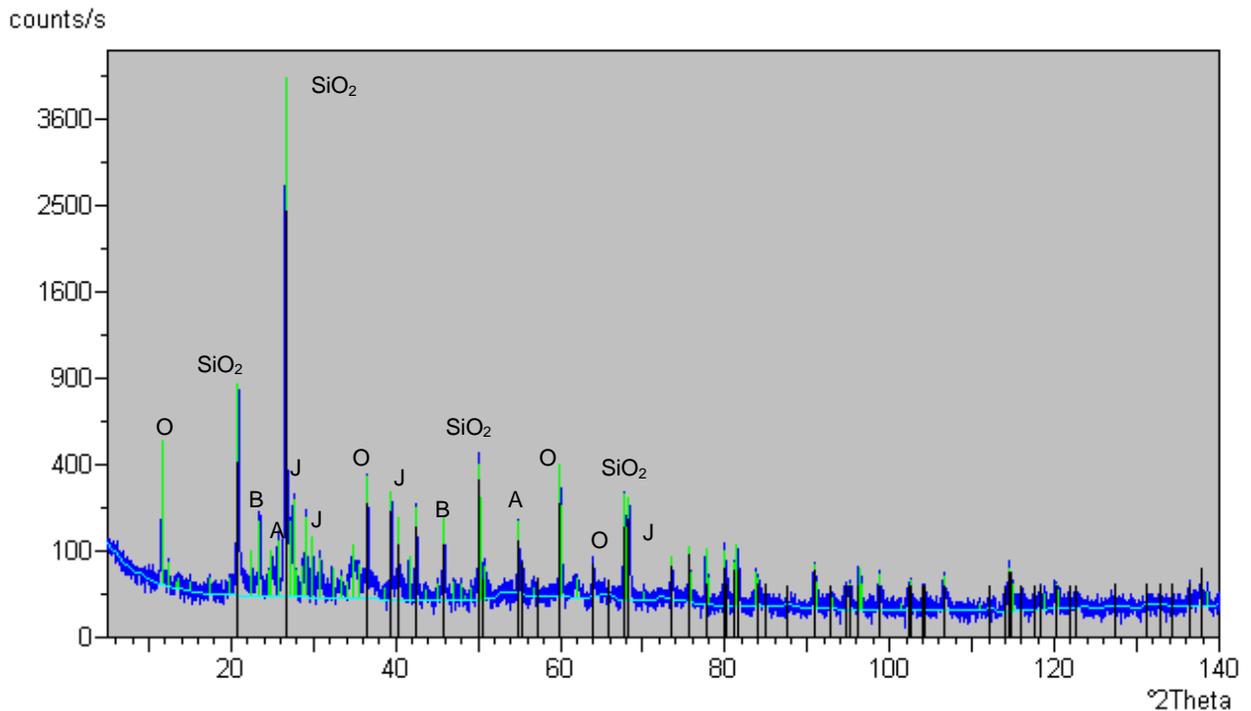


Figura 3.1. Difractograma de Rayos-X de los jales de Dos Carlos, cuyas especies minerales principales son: sílice (SiO_2), Ortoclasa (O), albita (A), Berlinita (B) y Jarosita (J). Se obtuvo en un difractómetro PHILIPS, con una radiación de $\text{Cu K}\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , un voltaje de 40 kv, una intensidad de 30 mA y una velocidad de barrido de $0.20 \theta/\text{min}$.

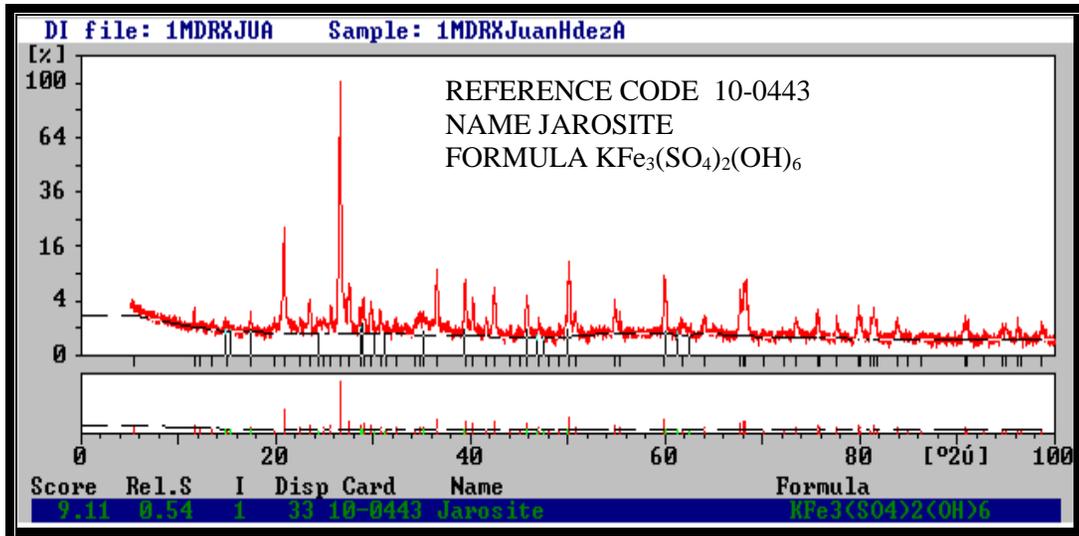


Figura 3.2. Difractograma de Rayos X de las escombreras, donde se observa la presencia de jarosita de potasio $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$. Se obtuvo en un difractor PHILIPS, con una radiación de $Cu\ K\alpha_1$ de longitud $1.50056\ \text{\AA}$, un voltaje de 40 Kv, una intensidad de 30 mA y velocidad de barrido de $0.20^\circ\ \theta/\text{min}$.

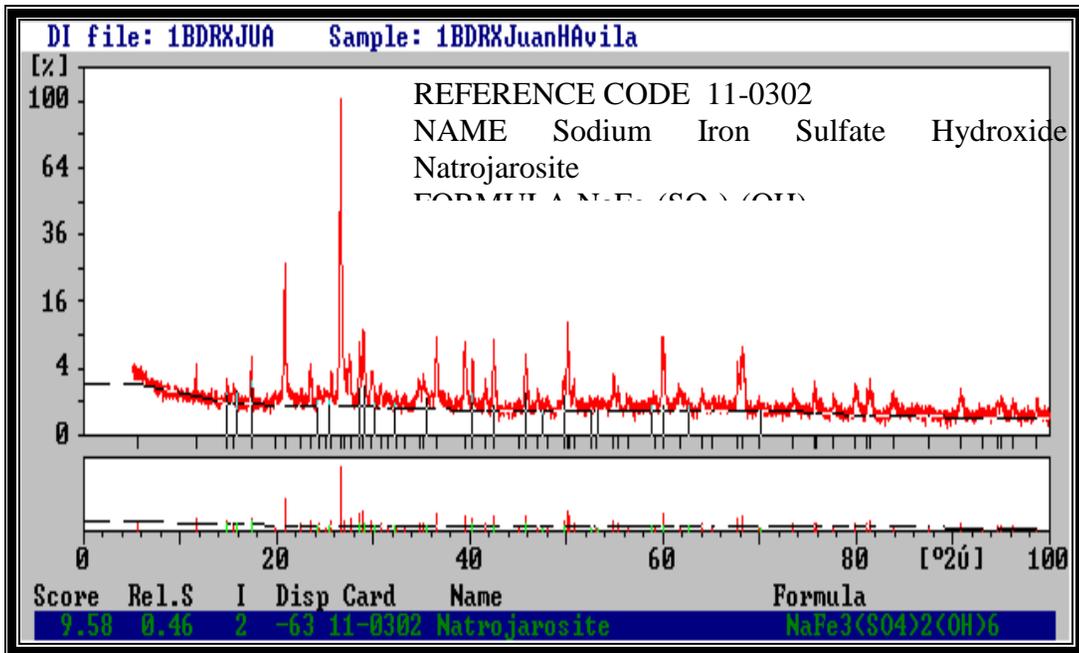


Figura 3.3. Difractograma de Rayos X de las escombreras, donde se observa la presencia de jarosita de sodio $(NaFe_3(SO_4)_2(OH)_6)$. Se obtuvo en un difractor PHILIPS, con una radiación de $Cu\ K\alpha_1$ de longitud $1.50056\ \text{\AA}$, un voltaje de 40 Kv, una intensidad de 30 mA, velocidad de barrido de $0.20^\circ\ \theta/\text{min}$.

En la figura 3.4 se muestra la comparación de 3 muestras estudiadas de diferentes zonas de la escombrera, en la cual se aprecia que en todas las muestras se tiene la presencia de jarosita y como fase mayoritaria sílice.

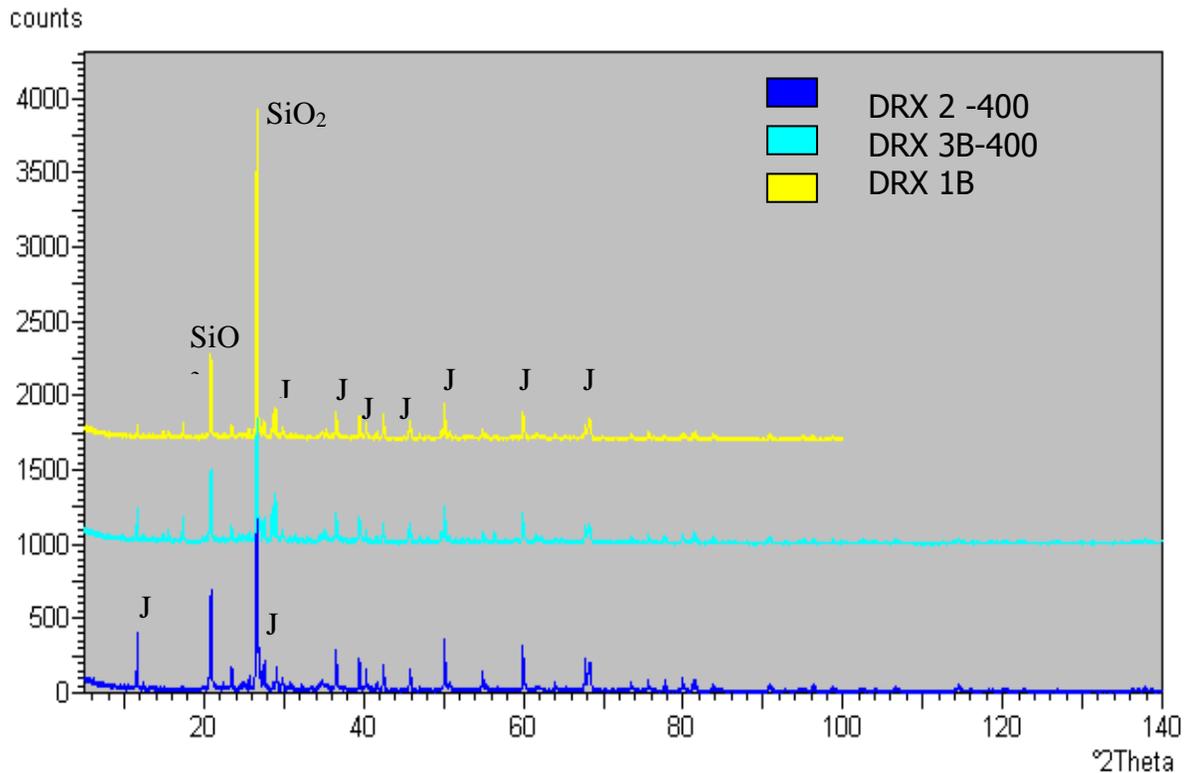
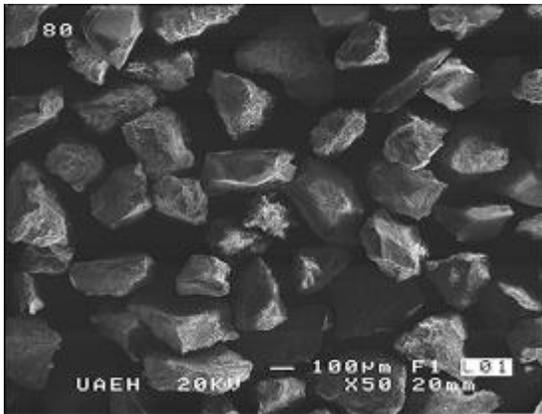


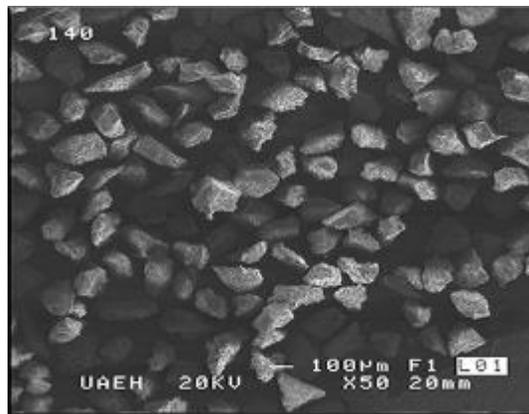
Figura 3.4. Difractograma de Rayos-X de 3 muestras de los jales de 2 Carlos, donde se observa la fase mayoritaria de cuarzo y la presencia de jarosita $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$ (J). Se obtuvo en un difractor PHILIPS, con una radiación de $Cu K\alpha_1$ de longitud 1.50056 \AA , voltaje de 40 kv, intensidad de 30 mA y una velocidad de barrido de $0.20^\circ \theta/\text{min}$.

3.1.3. Microscopia Electrónica de Barrido (MEB) y Microanálisis por Dispersión de Energía (EDS).

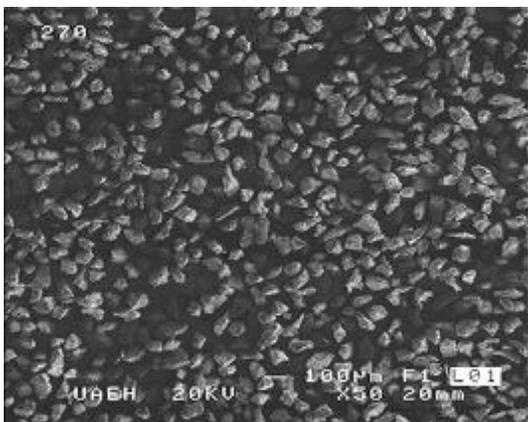
Mediante el uso de electrones secundarios se obtuvieron las imágenes de la figura número 3.5 donde se observa el tamaño de partícula (Figura a, b, c, d) el cual se realizó a cada uno de los tamaños obtenidos después del análisis de tamizado en húmedo, los cuales van desde $177 \mu\text{m}$ a $-37 \mu\text{m}$, se debe destacar que esta técnica es confiable debido a que permite un buen acotamiento de tamaños de partícula.



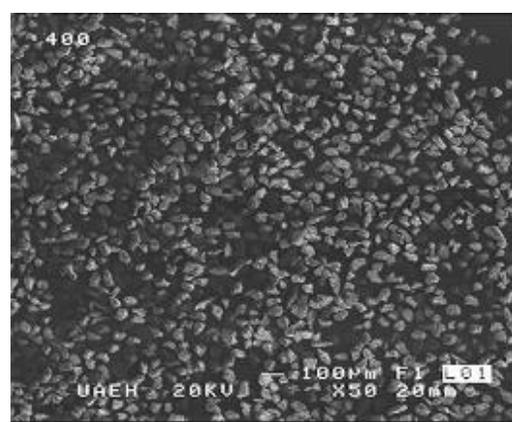
a)



b)



c)



d)

Figura 3.5. Foto micrográficas donde se observa la imagen general de las escombreras, a) malla 80, b) 140, c) 270 y d) 400 a 50X. Obtenidas en un microscopio JEOL 6300, con un alcance de 300 000 ampliificaciones y una resolución de 20 KeV.

En el espectro de la figura numero 3.6 realizado por Microanálisis de Energía Dispersiva EDS, se aprecia la presencia de los elementos mayoritarios: silicio, azufre, aluminio, potasio, hierro y plomo, así como elementos minoritarios plata, magnesio, manganeso y como elementos traza cobre, zinc que son característicos de las escombreras de tipo epitermal. Esta técnica viene a confirmar los resultados observados por fluorescencia y difracción de rayos x

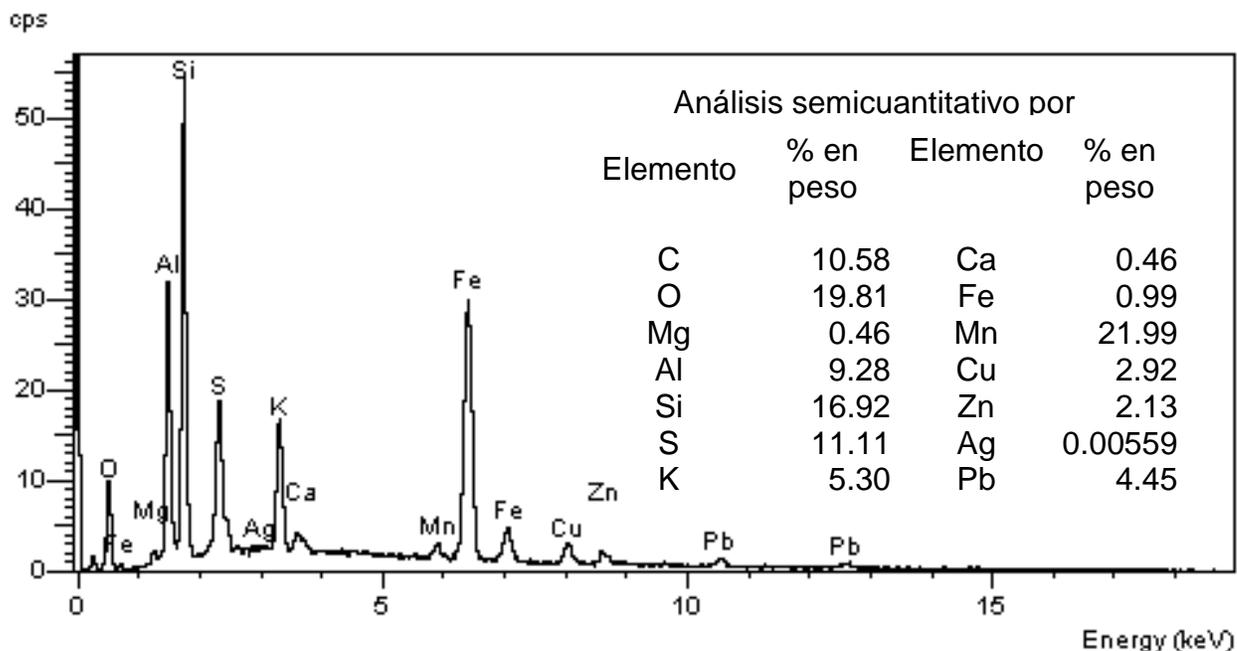


Figura 3.6. Espectro de los jales de Dos Carlos, obtenido en un Microscopio Electrónico de Barrido (MEB-EDS) marca Jeol, modelo 5900, con voltaje de aceleración de 20 KeV y detector de energía dispersiva de silicio- litio.

3.1.4. Análisis Químico Cuantitativo.

En la tabla número 3.4 se resumen los resultados obtenidos por ICP y AAS de los elementos y especies mineralógicas de interés metalúrgico.

De acuerdo a estos resultados las escombreras de Dos Carlos presentan contenidos promedio de 56.00 gr Ag/ton y de 0.6 gr Au/Ton, contenidos en una matriz cuarcífera en donde parte de la plata se encuentra encapsulada en las partículas de cuarzo, mientras que otra parte se encuentra probablemente incorporada en la estructura de la jarosita de potasio y natrojarosita y otra porción importante se encuentra como argentita que no alcanzo a ser lixiviada por los procesos convencionales. Por estas razones hemos decidido realizar el estudio de molienda para liberar los valores de plata encapsulados en la partícula de cuarzo.

TABLA 3.4. Composición química promedio de las escombreras de Dos Carlos.

Elemento %	Muestra	Técnica usada	Elemento %	Muestra	Técnica usada
Au g/ton	0.60	ICP	Ca	0.200	ICP
Ag g/ton	56	AAS	Si	56.00	AAS
Cu	0.011	AAS	K	2.32	AAS
Bi	0.0002	AAS	Na	0.30	AAS
Ni	0.005	AAS	Al	6.095	AAS
Mn	0.046	AAS	Ti	0.278	AAS
Fe	2.69	AAS	P	0.14	AAS
Sn	0.0002	AAS	Mg	0.005	AAS
Hg	0.0003	AAS	Ba	0.33	AAS
Cd	0.017	AAS	Sc	0.0004	AAS
Se	0.0065	AAS	Co	0.008	AAS
Te	0.0051	AAS	Cr	0.037	AAS
Zn	0.04	AAS	Be	0.0001	AAS
Pb	0.026	AAS	W	0.0053	AAS
As	0.043	AAS	Sb	0.0007	AAS
Sr	0.4632	AAS	Hg	0.0003	AAS
S	11.45	ICP			

3.1.5. Análisis Granulométrico.

Los resultados obtenidos del análisis granulométrico con distribución de valores de oro y plata a $t=0$ minutos de molienda se presentan en las tablas 3.5 y 3.6, en dichas tablas se observa que la fracción mayoritaria del material se encuentra en tamaños de partícula mayores de $75\ \mu\text{m}$ es decir por arriba de la malla 200 en un 70 % aproximadamente lo cual demuestra que la molienda llevada a cabo durante la etapa de beneficio del mineral que origino estos jales fue una molienda gruesa, en tanto que lo que se refiere a la distribución de los contenidos de oro y plata se puede observar que la mayor distribución de valores se encuentra en los tamaños más gruesos de partícula lo cual viene a confirmar el hecho de que muy posiblemente falto liberación para una mayor recuperación, es por ello la importancia de la cinética de molienda.

Tabla 3.5. Resultados del análisis granulométrico con distribución de valores de plata realizado en húmedo a partir de los jales de Dos Carlos para un tiempo de molienda t=0.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	% Acum. (-)	% Acum. (+)	LEY (grs Ag /Ton)	% Ag	gr. Ag/1000	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	16.80	16.80	83.20	16.80	18	0.0018	0.30240	5.32	94.68	5.32
-80 +100	149	19.18	19.18	64.02	35.98	34	0.0034	0.65212	11.46	83.22	16.78
-100 +140	105	17.99	17.99	46.03	53.97	39	0.0039	0.70161	12.33	70.89	29.11
-140 +200	74	15.58	15.58	30.45	69.55	59	0.0059	0.91922	16.16	54.73	45.27
-200 +270	53	10.12	10.12	20.33	79.67	51	0.0051	0.51612	9.07	45.66	54.34
-270 +400	37	4.50	4.50	15.83	84.17	60	0.0060	0.27000	4.75	40.91	59.09
-400	--	15.83	15.83	--	100.00	147	0.0147	2.32701	40.91	--	100.00
TOTAL		100.00	100.00				0.0408	5.68848	100.00		

Tabla 3.6. Resultados del análisis granulométrico con distribución de valores de oro realizado en húmedo a partir de los jales de Dos Carlos para un tiempo de molienda t=0.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au/1000	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	16.80	16.80	83.20	16.80	0.20	0.000020	0.00336	6.21	93.79	6.21
-80 +100	149	19.18	19.18	64.02	35.98	0.35	0.000035	0.006713	12.40	81.39	18.61
-100 +140	105	17.99	17.99	46.03	53.97	0.40	0.000040	0.007196	13.30	68.09	31.91
-140 +200	74	15.58	15.58	30.45	69.55	0.60	0.000060	0.009348	17.28	50.81	49.19
-200 +270	53	10.12	10.12	20.33	79.67	0.55	0.000055	0.005566	10.29	40.52	59.48
-270 +400	37	4.50	4.50	15.83	84.17	0.65	0.000065	0.002929	5.41	35.11	64.89
-400	--	15.83	15.83	--	100.00	1.20	0.000120	0.018996	35.11	--	100.00
TOTAL		100.00	100.00				0.000395	0.054108	100.00		

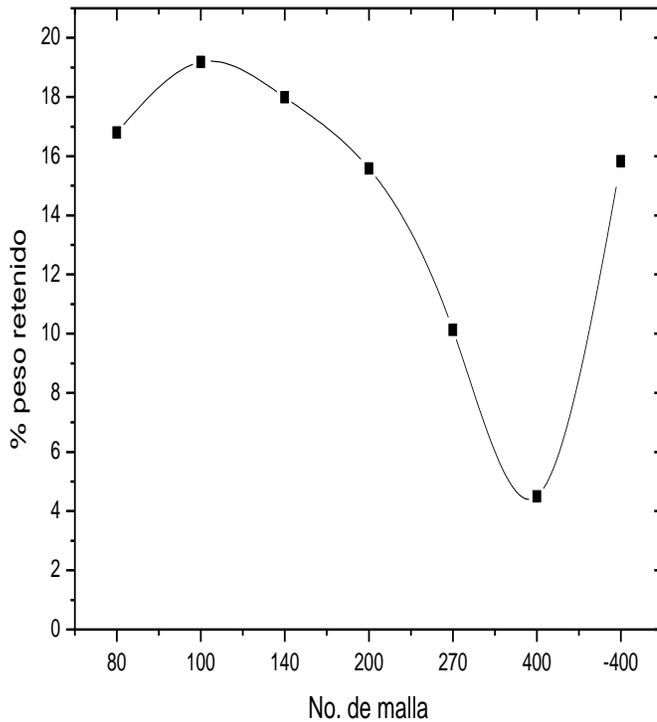


Figura 3.7. Distribuciones granulométricas a 0 minutos de molienda.

Por otra parte se observa que el mayor peso retenido se encuentra en malla 100 con un 19.18 %, por lo que el tamaño de partícula es demasiado grande, posteriormente presenta una caída abrupta hasta la malla 400 que es donde se encuentra el peso retenido mínimo que es del 4.50 % (figura 3.7).

Así mismo, se puede observar que las leyes de plata y oro se incrementan al disminuir el tamaño de partícula (figura 3.8 y 3.9), lo cual hace suponer que una gran parte de la plata y oro contenido en estos jales no pudo ser liberada debido al tamaño de partícula del mineral.

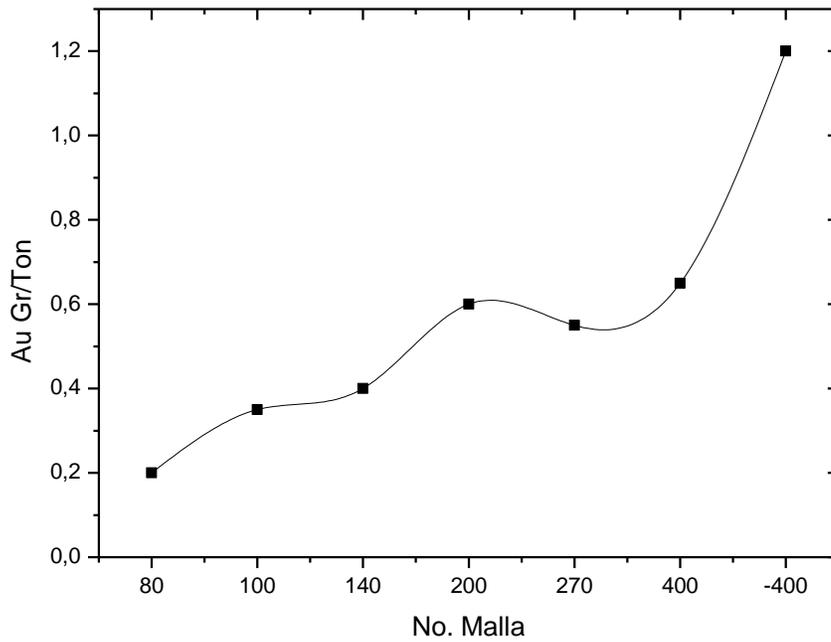


Figura 3.8. Distribuciones granulométricas de oro a 0, minutos de molienda

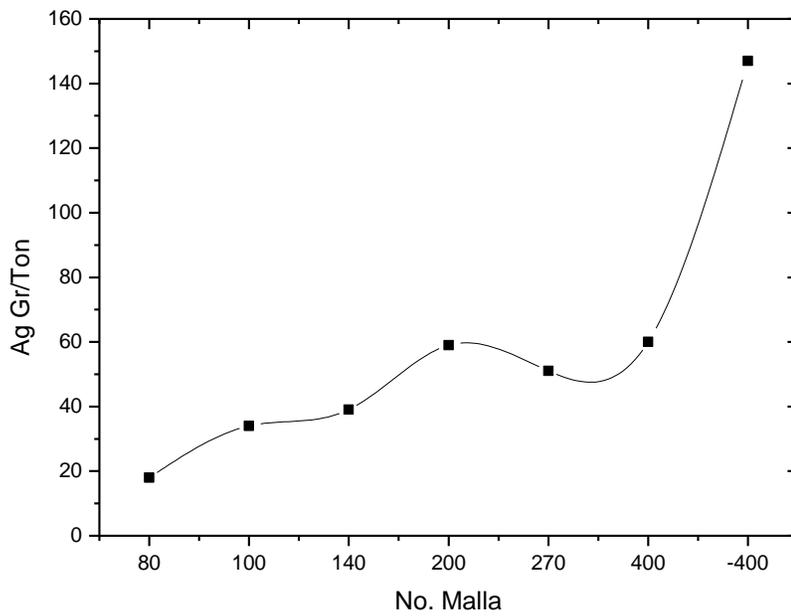


Figura 3.9. Distribuciones granulométricas de plata a 0 minutos de molienda.

3.2. RESULTADOS DE MOLIENDA.

La muestra estudiada de los jales de dos Carlos presenta leyes de 56 gr Ag/ton y de 0.6 gr Au/Ton, contenidas en una matriz con altos valores de sílice, esta muestra viene acompañada significativamente de 2.69 % de Fe en forma de pirita, el resto de los sulfuros metálicos se presentan en cantidades prácticamente insignificantes, mientras que los minerales metálicos como la alúmina, la calcita y magnesita no representan problema alguno para la lixiviación de los metales preciosos, encontrándose como una de las principales limitantes el encapsulamiento de la argentita en cristales de cuarzo principalmente.

En la figura 3.10 se presenta la distribución de tamaños observándose en la gráfica un comportamiento bimodal para los tiempos 0, 2, 4, 8 y 16 minutos, en tanto que para los tiempos correspondientes a 32 y 46 minutos se observa una distribución modal, esto quiere decir que al aumentar el tiempo de molienda existe una fuerte tendencia a la obtención de tamaños de partícula cada vez más pequeños originados a partir de los tamaños de partícula más gruesos.

Este desdoblamiento de las ondas granulométricas dadas por el rango de tamaño de partículas de 80 a 140 mallas, implica la transformación de estos tamaños a una distribución de tamaños dada por el rango de 200 a 400 mallas correspondiente a la distribución modal.

En la zona de finos (malla -400) de esta figura se observa una similar distribución de tamaños para los tiempos de 32 y 46 minutos, además del hecho de que se puede observar que conforme aumenta el tiempo de molienda es mayor la cantidad de partículas de menor tamaño que se generan, siendo más marcada esta tendencia a partir de los 16 minutos de molienda, también se deduce que al ser similar la distribución de partículas finas para tiempos de 32 y 46 minutos, un tiempo de molienda más allá de los 32 minutos no es recomendable debido a que puede existir una generación excesiva de finos además del hecho de que a nivel industrial se tendría un consumo excesivo de energía.

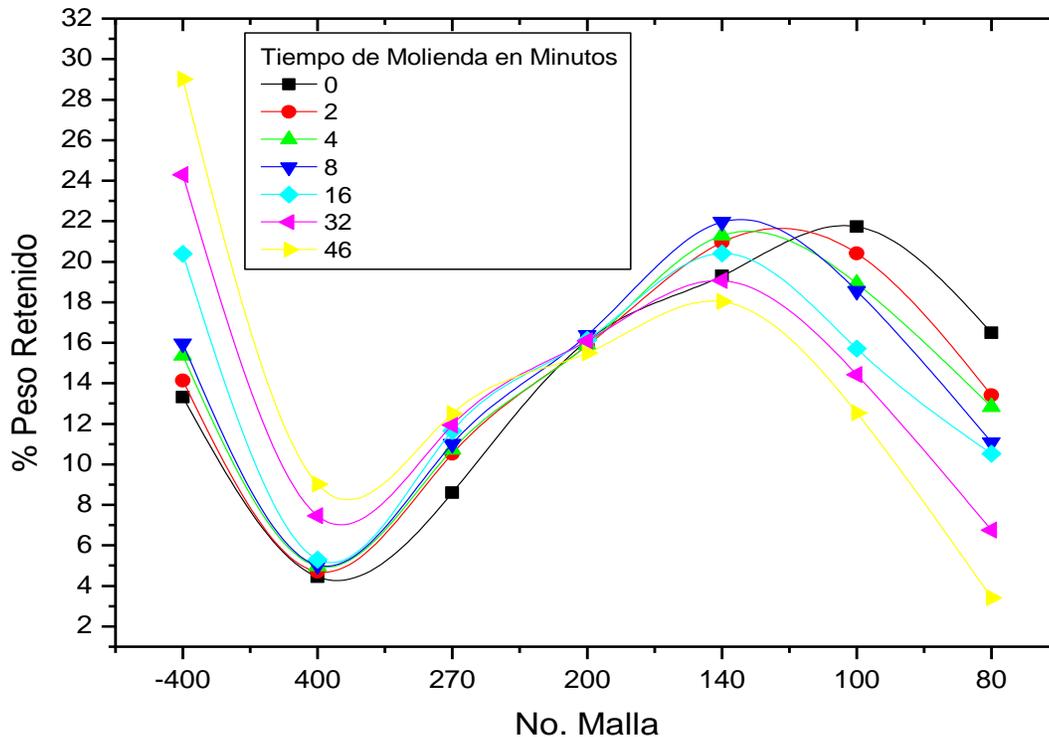


Figura 3.10. Distribuciones granulométricas a 0, 2, 4, 8, 16, 32, 46 minutos de molienda

En las tablas 3.7 a la 3.25 se reportan las distribuciones granulométricas y por especie para molienda (con tiempos de 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos) expresados en porcentaje retenido y porcentaje acumulativo, estos datos experimentales constituyen la base para realizar el estudio cinético de molienda de P-orden.

En la figura 3.11 se da la distribución de plata para cada uno de los tamaños granulométricos que resultan de los diferentes tiempos de molienda, se observa una distribución irregular de estos valores metálicos, imponiéndose una fuerte tendencia a elevar el contenido de plata a medida que se incrementa el tiempo de molienda y disminuye el tamaño de partícula, destacando que para el caso de molienda a tiempo cero presenta mayor concentración de Ag en los finos de malla -400 y esto es debido a la plata que no pudo ser lixiviada por el tamaño del mineral.

Al igual que en la figura 3.10 se observa una distribución bimodal con una fuerte tendencia a una distribución modal, en este desdoblamiento se ve que los contenidos metálicos disminuyen y aumentan sucesivamente pero siempre manteniendo la tendencia del incremento del contenido metálico.

El comportamiento de la distribución de esta especie metálica es similar para todos los tiempos de 0 a 32 minutos de molienda, mientras que para el tiempo de 46 minutos cambia notablemente este comportamiento, donde los contenidos máximos de plata se ubican en la malla 400 para la molienda de 46 minutos, mientras que para el tiempo de 32 minutos, el máximo contenido de plata se sitúa en un rango mayor comprendido en las mallas 270 y 400, por lo que se determina que los puntos máximos de contenido de plata para diferentes tiempos de molienda corresponden a la molienda de 46 minutos. Sin embargo, es muy visible la caída abrupta del contenido de plata al pasar de la malla 270 a 400, mientras que para la molienda de 32 minutos el contenido de plata en la malla 270 es muy similar, sin embargo hay un repunte de este contenido metálico al pasar a la malla 400, el valor del contenido metálico promedio de la plata para el rango de 270 a 400 es de alrededor de 45 gr Ag/ton, para los tiempos de molienda de 32 y 46 minutos, respectivamente.

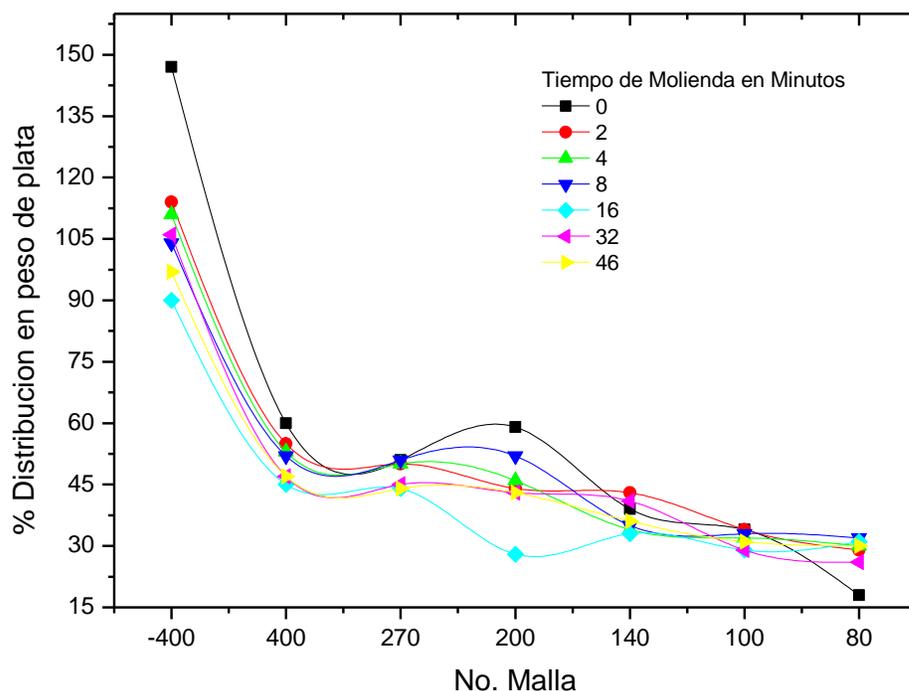


Figura 3.11. Distribuciones granulométricas de plata a 0, 2, 4, 8, 16, 32 y 46 minutos de molienda.

3.2.1. Distribución de plata.

En la figura 3.12 se muestra la distribución de la plata con base al acumulativo (+) fino en los rangos de tamaños dados por la malla 80 a 400 y 140 a 400 con un comportamiento lineal y no lineal, respectivamente.

A medida que el tiempo de molienda se incrementa, los valores metálicos de plata se distribuyen en los tamaños de partículas más pequeños, así por ejemplo para los tiempos de 2, 4, 8 y 16 minutos la plata se distribuye en los rangos granulométricos de la malla 80 a 400, mientras que para 32 y 46 minutos, estos valores se localizan entre la malla 140 y 400, en estos tiempos de molienda se aprecia que la distribución de la plata contenida en el material más fino, es muy similar, lo que implica que más allá de los 32 minutos tendremos una mínima liberación de los contenidos metálicos.

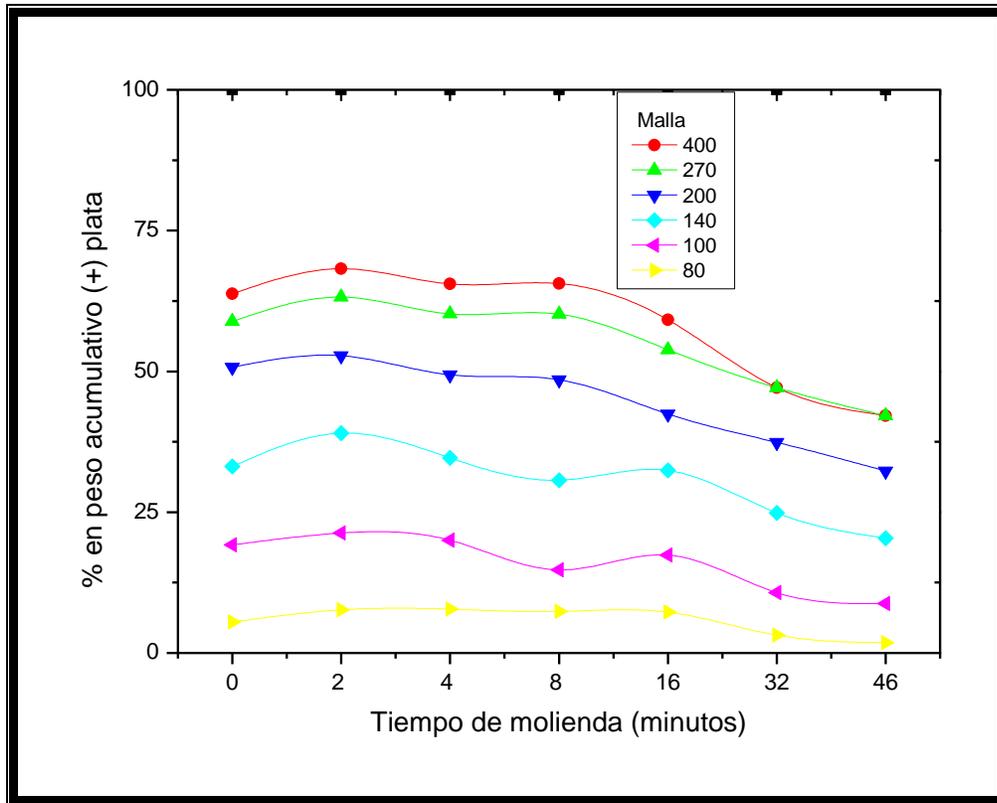


Figura 3.12. Porcentaje acumulativo más fino de plata vs tiempo de molienda.

En la figura anterior se observa una distribución lineal donde a medida que el tiempo de molienda aumenta, disminuye la fracción en peso acumulativo (+) menos finos de los tamaños gruesos para transformarse a fracciones en peso (+) menos finos, pero tamaños de partículas más pequeñas.

Por lo que para tiempos de molienda de 2 a 16 minutos se tiene una distribución granulométrica de 80 a 140 mallas, mientras que para 32 y 46 minutos tenemos una distribución dada por el rango de 200 a 400 mallas, esto significa que las fracciones de 80 a 100 se transforman en su mayoría a rangos de tamaños comprendidos de malla 200 a 400, el porcentaje de transformación en este rango no es muy apreciable, independientemente de que la diferencia de tiempo sea significativa. Esto se debe a que la velocidad de molienda se vuelve lenta para fracciones cada vez más pequeñas por lo que su tiempo de residencia aumenta apreciablemente.

3.2.2. Distribución de oro.

En la figura 3.13 se da la distribución de oro para cada uno de los tamaños granulométricos que resultan de los diferentes tiempos de molienda, se observa una distribución irregular de estos valores metálicos, imponiéndose una fuerte tendencia a elevar el contenido de oro a medida que se incrementa el tiempo de molienda y disminuye el tamaño de partícula, destacando que para el caso de molienda a tiempo cero existe una mayor concentración de Au en los finos de malla -400 y esto es debido a los valores de oro que no pudieron ser lixiviados debido al tamaño de partícula del mineral.

Se puede observar tanto en las tablas 3.14, 3.15, 3.16, 3.17, 3.18 y 3.19 y en la figura número 3.13 que la liberación máxima se alcanza para una molienda óptima de 32 minutos. Para tiempos superiores no ocurrirá una liberación adicional razón por la cual no tiene sentido continuar con esta operación unitaria más allá de la molienda óptima, se observa también que la concentración máxima de oro se alcanza para tamaños inferiores a la malla 400 (37 micras).

En la figura 3.14 se gráfica el % en peso acumulativo (+) de oro VS tiempo de molienda para todos los tamaños (malla 80, 100, 140, 200, 270, 400 y -400), al igual que para el caso de la plata se puede observar como a medida que se incrementa el tiempo de molienda, los valores metálicos de oro se distribuyen en los tamaños de partícula más pequeños.

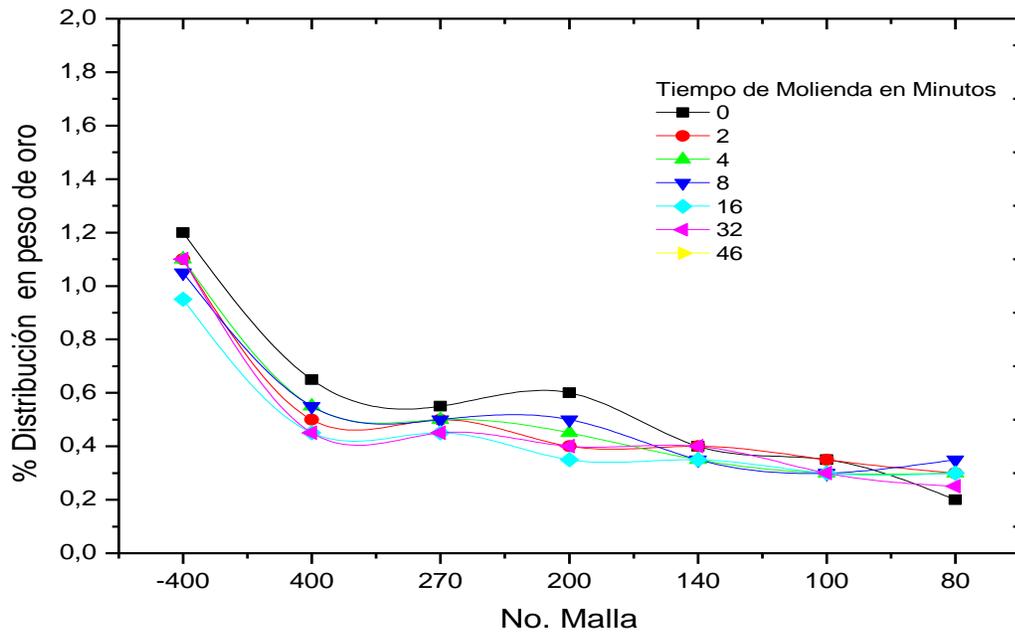


Figura 3.13. Distribuciones granulométricas de oro a 0, 2, 4, 8, 16, 32, 46 minutos de molienda.

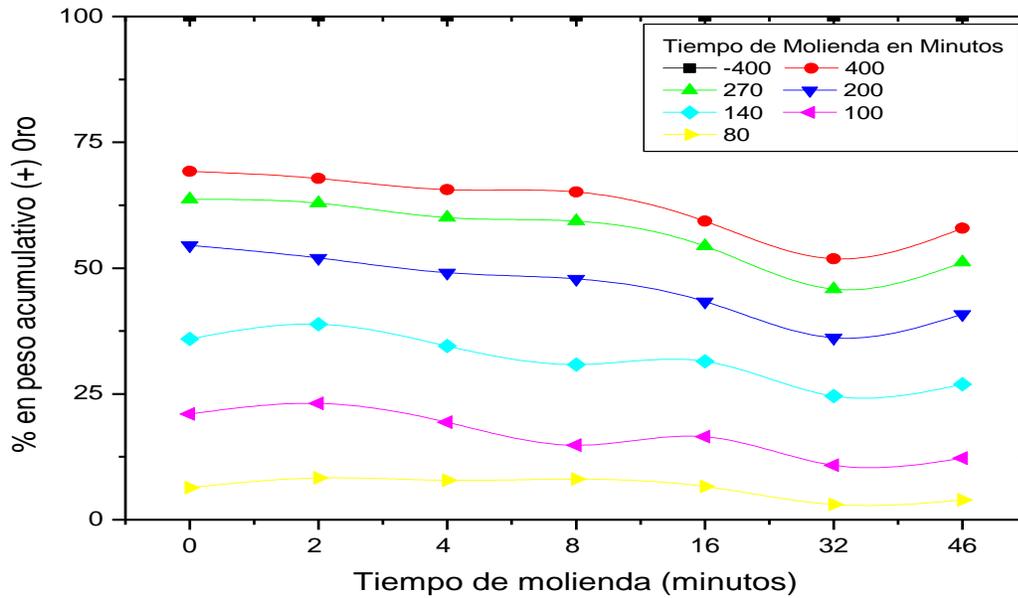


Figura 3.14. Por ciento acumulativo (+) en peso de oro VS tiempo de molienda.

3.2.3. Distribución de sílice.

Para el estudio del comportamiento del sílice en esta muestra estudiada se da la distribución para cada una de las distribuciones granulométricas que resultan de los diferentes tiempos de molienda, se observa una distribución irregular de estos valores no metálicos, imponiéndose una tendencia a elevarse el contenido de sílice a medida que se incrementa el tiempo de molienda y a disminuir a medida que se reduce el tamaño de partícula (figura 3.15).

Al igual que en la figura 3.9 se observa una distribución bimodal con una fuerte tendencia a una distribución modal, en este desdoblamiento se ve que los contenidos de sílice disminuyen y aumentan sucesivamente pero siempre manteniendo la tendencia de decremento del contenido del mismo.

El comportamiento de la distribución de esta especie no metálica es similar para todos los tiempos de 0 a 8 minutos de molienda, mientras que para los tiempos de 16 a 46 minutos cambia notablemente este comportamiento, donde los contenidos máximos de sílice se ubican en la malla 80 para la molienda de 32 minutos, mientras que para el tiempo de 46 minutos, el máximo contenido se sitúa en un rango mayor comprendido en las mallas 140 y 200, por lo que se determina que los puntos máximos para los diferentes tiempos de molienda corresponden a la molienda de 32 minutos.

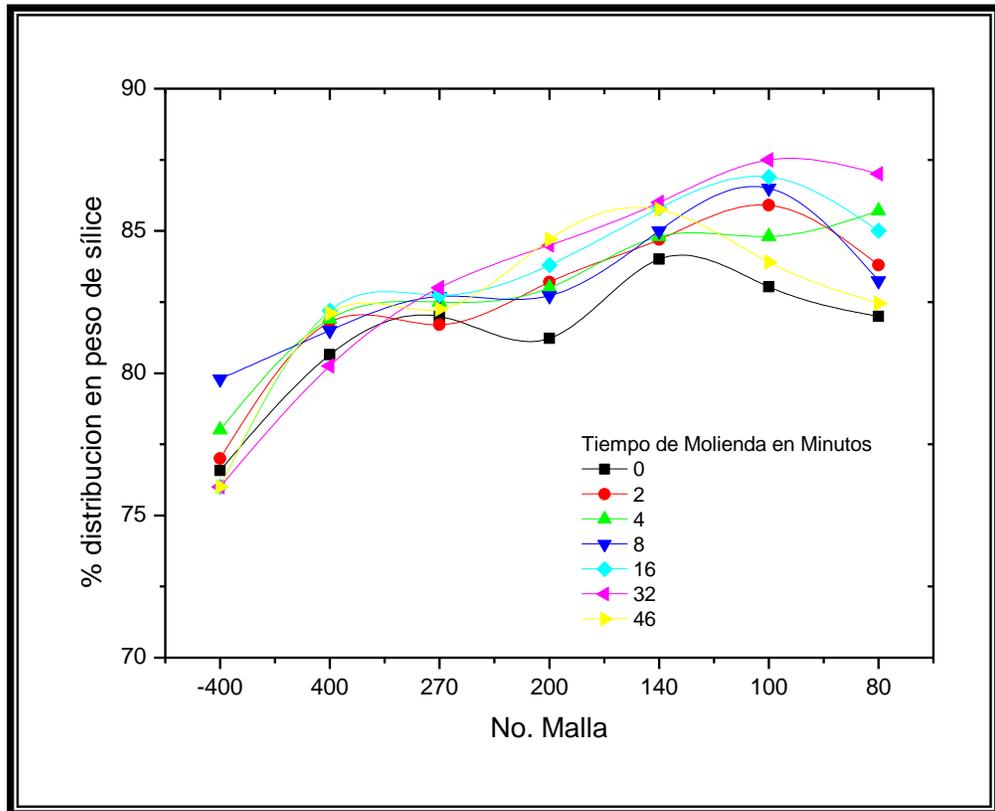


Figura 3.15. Distribuciones granulométricas de sílice a 0, 2, 4, 8, 16, 32, 46 minutos de molienda.

En la figura 3.16 se muestra la distribución de sílice con base a la acumulativa más fino (-) en los rangos de tamaños dados por la malla 80 a -400 y 140 a -400 con un comportamiento lineal y no lineal, respectivamente.

A medida que el tiempo de molienda se incrementan los valores de sílice se distribuyen en los tamaños de partículas más gruesas, así por ejemplo para los tiempos de 2,4 y 8 minutos la sílice se distribuye en los rangos granulométricos de la malla 80 a 400, mientras que para 16, 32 y 46 minutos, estos valores se localizan entre la malla 140 y 400, en estos tiempos de molienda se aprecia que la distribución de sílice contenido en el material más fino, es muy similar.

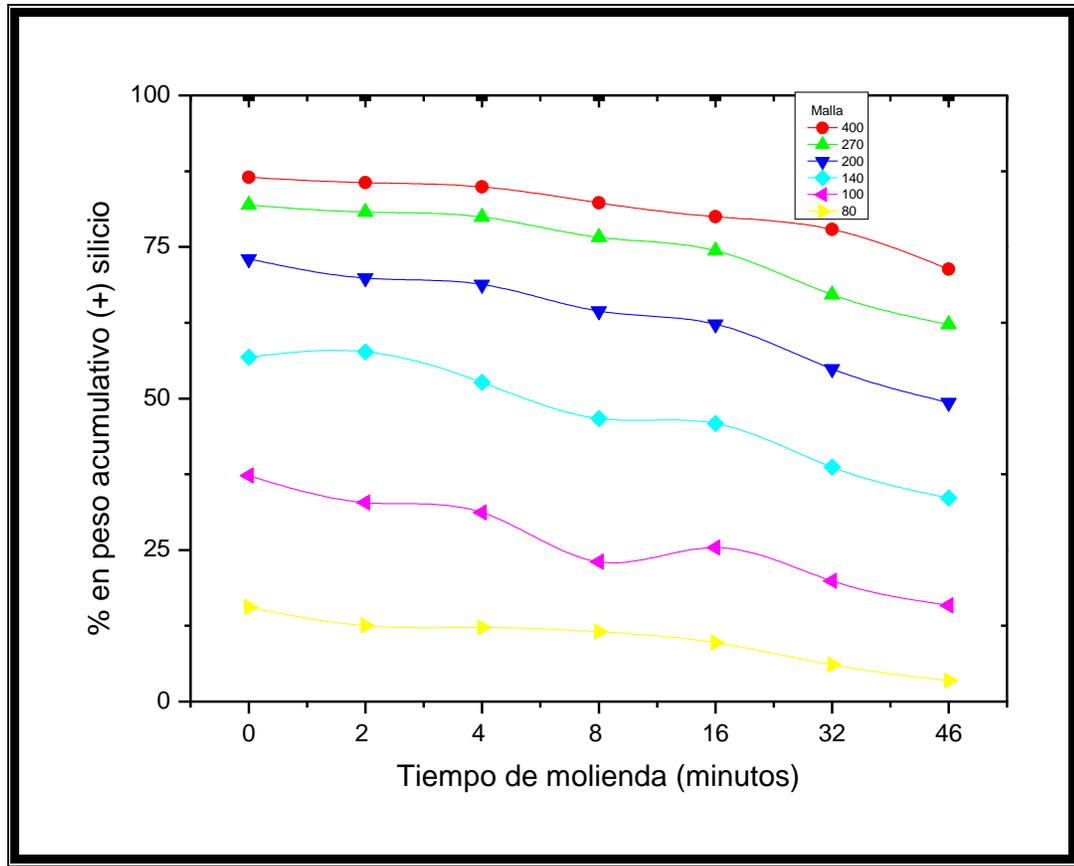


Figura 3.16. Porcentaje acumulativo (+) en peso de sílice vs tiempo de molienda.

La tabla 3.7 resume los resultados de la cinética de molienda de P-orden en forma global y por especie. Para los cuales se utilizó la ecuación: $\ln \ln ((C_{m,i}(0)) / (C_{m,i}(t))) = P_{m,i} \ln t + \ln b_{m,i}$ y aplicando el método de regresión lineal, se determinaron los valores de $P_{m,i}$ y $b_{m,i}$, estos parámetros junto con las distribuciones granulométricas constituyen la base para llevar a cabo la simulación global y por especie de la molienda. b_i = es la velocidad específica de fractura con base-acumulativo de fracción masa, más gruesa que el tamaño i . (dimensiones tiempo^{-P_i}).

P_i = es el orden de la cinética de molienda de fracción masa más grueso que el tamaño i , (adimensional).

P_i y b_i son determinados por la técnica de mínimos cuadrados.

Para el caso de W_i son las fracciones de masa retenida en los tamices para las diferentes moliendas (0, 2, 4, 8, 16, 32, 46).

Tabla 3.7. CINÉTICA DE MOLIENDA GLOBAL (P-ORDEN).

MALLA	$\frac{Wi(0)}{Wi(2)}$	$\frac{Wi(0)}{Wi(4)}$	$\frac{Wi(0)}{Wi(8)}$	$\frac{Wi(0)}{Wi(16)}$	$\frac{Wi(0)}{Wi(32)}$	$\frac{Wi(0)}{Wi(46)}$	Pi	bi
80	0.77	0.71	0.75	0.76	1.74	3.01	0.9815	0.0301
100	0.90	0.96	1.30	1.10	1.79	1.08	0.9914	0.0129
140	0.85	0.96	1.08	1.02	1.33	1.63	0.991	0.0144
200	0.96	1.027	1.05	1.20	1.38	1.57	0.9915	0.0138
270	0.93	0.98	0.98	1.09	1.25	1.40	0.9914	0.013
400	0.93	0.97	0.97	1.08	1.19	1.28	0.9977	0.0035

La figura 3.17 corresponde a la velocidad específica de molienda de la especie metálica de plata, donde se observa una disminución considerable de la velocidad al disminuir el tamaño de partícula de la malla 80 a la 100 haciendo la observación que este rango corresponde a una granulometría gruesa, posteriormente se incrementa considerablemente hasta un punto máximo correspondiente a la malla 140 y ahí vuelve a disminuir apreciablemente hasta la malla 400.

Por lo tanto se puede concluir que la máxima velocidad de molienda global y por especie ocurre en la malla 140, sin embargo la velocidad específica de molienda de la plata tiende a estabilizarse al pasar de la malla 140 a la malla 270, contrastantemente la velocidad de molienda de tamaño por tamaño de partícula, experimenta una disminución en su velocidad al pasar de la malla 270 a la 400, esto nos indica que la cantidad de finos se incrementara, mientras que la plata contenida en estos tamaños de partícula difícilmente sufrirá alteraciones en su tamaño, por lo que una molienda fina, difícilmente podrá liberar más a la especie plata, al contrario se producirá una cantidad excesiva de finos (lamas), los cuales pudieran afectar de forma negativa en el proceso subsecuente de recuperación de los valores de plata.

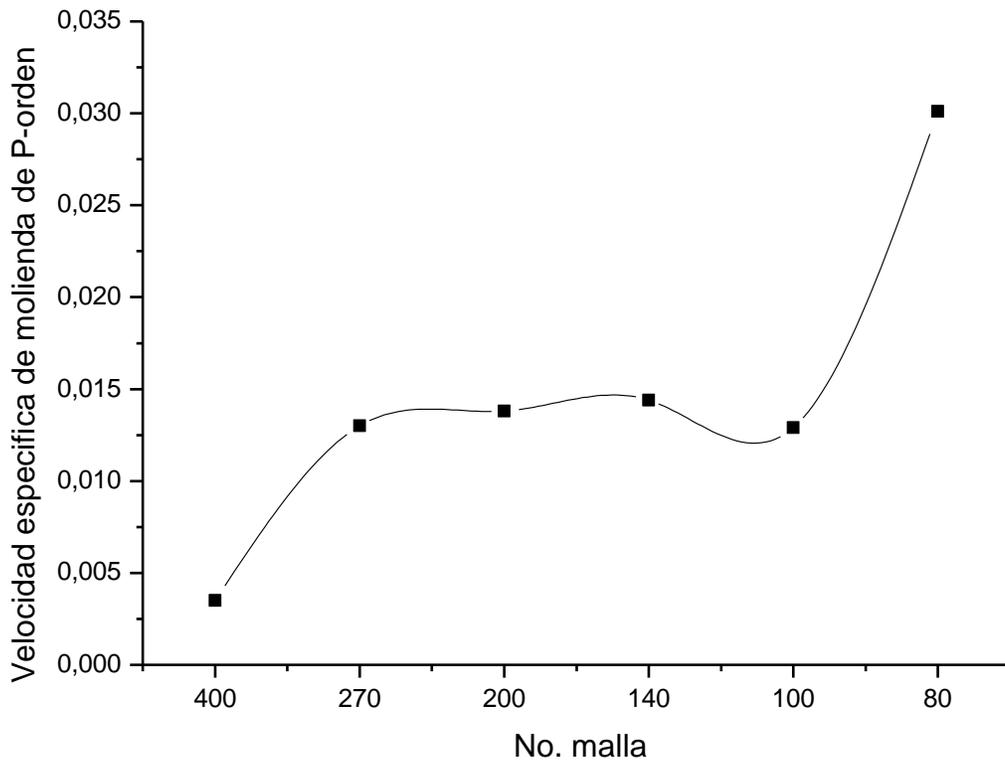


Figura 3.17. Velocidad específica instantánea de molienda global VS No. de malla.

Por lo que finalmente se concluye que el tiempo óptimo de molienda es de 8 minutos y un tamaño óptimo de partícula de 200 mallas.

Tabla 3.8. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	14.07	13.40	86.60	13.40	29	0.0029	0.4080	7.65	92.35	7.65
-80+100	149	21.43	20.41	66.19	33.81	34	0.0034	0.7286	13.66	78.69	21.31
-100 +140	105	22.00	20.95	45.24	54.76	43	0.0043	0.9460	17.74	60.95	39.05
-140 +200	74	16.66	15.87	29.37	70.63	44	0.0044	0.7330	13.75	47.20	52.80
-200 +270	53	11.06	10.53	19.84	81.16	50	0.0050	0.5530	10.37	36.83	63.17
-270 +400	37	4.93	4.70	14.14	85.86	55	0.0055	0.2712	5.08	31.75	68.25
-400	--	14.85	14.14	-	100.00	114	0.0114	1.6929	31.75	-	100
TOTAL		105.00	100.00				0.0369	5.3327	100.00		

Tabla 3.9. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	13.20	12.82	87.18	12.82	30	0.0030	0.3960	7.77	92.23	7.77
-80 +100	149	19.49	18.92	68.26	31.74	32	0.0032	0.6237	12.23	80.00	20.00
-100 +140	105	21.94	21.30	46.96	53.04	34	0.0034	0.7460	14.63	65.37	34.63
-140 +200	74	16.38	15.90	31.06	68.94	46	0.0046	0.7535	14.78	50.59	49.41
-200 +270	53	11.04	10.72	20.34	79.72	50	0.0050	0.5520	10.82	39.77	60.23
-270 +400	37	5.12	4.97	15.37	84.63	53	0.0053	0.2714	5.31	34.46	65.55
-400	--	15.83	15.37	-	100.00	111	0.011	1.7571	34.46	-	100.00

Tabla 3.10. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	11.42	11.09	88.91	11.09	32	0.0032	0.3654	7.35	92.65	7.35
-80 +100	149	11.12	18.56	70.35	29.65	33	0.0033	0.3669	7.38	85.27	14.73
-100 +140	105	22.63	21.97	48.38	51.62	35	0.0035	0.7921	15.94	69.33	30.67
-140 +200	74	16.87	16.38	32.00	68.00	52	0.0052	0.8872	17.86	51.47	48.53
-200 +270	53	11.34	11.01	20.99	79.01	51	0.0051	0.5783	11.64	39.83	60.17
-270 +400	37	5.18	5.03	15.96	84.04	52	0.0052	0.2694	5.42	34.41	65.59
-400	--	16.44	15.96	--	100.00	104	0.0104	1.7098	34.41	-	100.00
TOTAL		103.00	100.00				0.059	4.96909	100.00		

Tabla 3.11. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	10.52	10.52	89.48	10.52	31	0.0031	0.3261	7.26	92.74	7.26
-80 +100	149	15.71	15.71	73.77	26.23	29	0.0029	0.4556	10.14	82.60	17.4
-100 +140	105	20.40	20.40	53.37	46.63	33	0.0033	0.6732	14.99	67.61	32.39
-140 +200	74	16.14	16.14	37.23	62.77	28	0.0028	0.4519	10.06	57.55	42.45
-200 +270	53	11.64	11.64	25.59	74.41	44	0.0044	0.5122	11.40	46.15	53.85
-270 +400	37	5.29	5.29	20.30	79.70	45	0.0045	0.2381	5.30	40.85	59.15
-400	--	20.39	20.39	-	100.00	90	0.0090	1.8351	40.85	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-	-		0.0300	4.49214	100.00		

Tabla 3.12. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	6.75	6.75	93.25	6.75	26	0.0026	0.1755	3.17	96.83	3.17
-80 +100	149	14.42	14.42	78.83	21.17	29	0.0029	0.4182	7.56	89.26	10.73
-100 +140	105	19.06	19.06	59.47	40.23	41	0.0041	0.7815	14.13	75.13	24.86
-140 +200	74	16.09	16.09	43.68	56.32	43	0.0043	0.6919	12.52	62.61	37.38
-200 +270	53	11.94	11.94	31.74	68.26	45	0.0045	0.5373	9.72	52.89	47.10
-270 +400	37	7.45	7.45	24.29	75.71	47	0.0047	0.3502	6.33	46.57	53.43
-400	--	24.29	24.29	-	100.00	106	0.0106	2.5747	46.57	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-			0.0337	5.5292	100.00		

Tabla 3.13. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de plata y distribución de plata por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Ag (grs./Ton)	% Ag	gr. Ag	% Dist. Ag	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	3.41	3.41	96.59	3.41	30	0.0030	0.1023	1.83	98.17	1.83
-80 +100	149	12.53	12.53	84.06	15.94	31	0.0031	.3884	6.94	91.23	8.77
-100 +140	105	18.03	18.03	66.03	33.97	36	0.0036	0.6491	11.60	79.63	20.37
-140 +200	74	15.50	15.50	50.53	49.47	43	0.0043	0.665	11.91	67.72	32.28
-200 +270	53	12.50	12.50	38.03	61.97	44	0.0044	0.5500	9.831	57.89	42.11
-270 +400	37	9.02	9.02	29.01	70.99	47	0.0047	0.42394	7.78	50.11	49.89
-400	--	29.01	29.01	-	100.00	97	0.0097	2.8140	50.11	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-				5.59424	100.00		

Tabla 3.14. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	14.07	13.40	86.60	13.40	0.30	0.000030	0.004221	8.32	91.68	8.32
-80 +100	149	21.43	20.41	66.19	33.81	0.35	0.000035	0.007501	14.72	76.89	23.11
-100 +140	105	22.00	20.95	45.24	54.76	0.40	0.000040	0.00800	15.77	61.12	38.88
-140 +200	74	16.66	15.87	29.37	70.63	0.40	0.000040	0.006664	13.14	47.98	52.02
-200 +270	53	11.06	10.53	19.84	81.16	0.50	0.000050	0.005530	10.90	37.08	62.92
-270 +400	37	4.93	4.70	14.14	85.86	0.50	0.000050	0.002465	4.87	32.21	67.79
-400	--	14.85	14.14	-	100.00	1.10	0.000110	0.016335	32.21	-	100.00
TOTAL		105.00	100.00					0.0507155	100.00		

Tabla 3.15. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	13.20	12.82	87.18	12.82	0.30	0.000030	0.00396	7.83	92.17	7.83
-80 +100	149	19.49	18.92	68.26	31.74	0.30	0.000030	0.005847	11.55	80.62	19.38
-100 +140	105	21.94	21.30	46.96	53.04	0.35	0.000035	0.007679	15.174	65.45	34.55
-140 +200	74	16.38	15.90	31.06	68.94	0.45	0.000045	0.007371	14.57	50.88	49.12
-200 +270	53	11.04	10.72	20.34	79.72	0.50	0.000050	0.00552	10.91	39.97	60.03
-270 +400	37	5.12	4.97	15.37	84.63	0.55	0.000055	0.002816	5.56	34.41	65.59
-400	--	15.83	15.37	-	100.00	1.10	0.000110	0.017413	34.41	-	100.00
TOTAL		103.00	100.00	-				0.050606	100.00		

Tabla 3.16. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	11.42	11.09	88.91	11.09	0.35	0.000035	0.003997	8.08	91.92	8.08
-80 +100	149	11.12	18.56	70.35	29.65	0.30	0.000030	0.003336	6.74	85.18	14.82
-100 +140	105	22.63	21.97	48.38	51.62	0.35	0.000035	0.0079205	16.02	69.16	30.84
-140 +200	74	16.87	16.38	32.00	68.00	0.50	0.000050	0.008435	17.05	52.11	47.89
-200 +270	53	11.34	11.01	20.99	79.01	0.50	0.000050	0.00567	11.46	40.65	59.35
-270 +400	37	5.18	5.03	15.96	84.04	0.55	0.000055	0.002899	5.76	34.89	65.11
-400	--	16.44	15.96	--	100.00	1.05	0.000105	0.017262	34.89	-	100.00
TOTAL		103.00	100.00					0.0494695	100.00		

Tabla 3.17. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	10.52	10.52	89.48	10.52	0.30	0.000030	0.003156	6.62	93.38	6.62
-80 +100	149	15.71	15.71	73.77	26.23	0.30	0.000030	0.004713	9.89	83.49	16.51
-100 +140	105	20.40	20.40	53.37	46.63	0.35	0.000035	0.00714	14.99	68.50	31.50
-140 +200	74	16.14	16.14	37.23	62.77	0.35	0.000035	0.005649	11.86	56.64	43.36
-200 +270	53	11.64	11.64	25.59	74.41	0.45	0.000045	0.005238	10.99	45.65	54.35
-270 +400	37	5.29	5.29	20.30	79.70	0.45	0.000045	0.0023805	5.00	40.65	59.35
-400	--	20.39	20.39	-	100.00	0.95	0.000095	0.0193705	40.65	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-	-			0.047647	100.00		

Tabla 3.18. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	6.75	6.75	93.25	6.75	0.25	0.000025	0.0016875	3.04	96.96	3.04
-80 +100	149	14.42	14.42	78.83	21.17	0.30	0.000030	0.004326	7.79	86.17	10.83
-100 +140	105	19.06	19.06	59.47	40.23	0.40	0.000040	0.007624	13.73	75.44	24.56
-140 +200	74	16.09	16.09	43.68	56.32	0.40	0.000040	0.006436	11.59	63.85	36.15
-200 +270	53	11.94	11.94	31.74	68.26	0.45	0.000045	0.005373	9.68	54.17	45.83
-270 +400	37	7.45	7.45	24.29	75.71	0.45	0.000045	0.0033525	6.04	48.13	51.87
-400	--	24.29	24.29	-	100.00	1.10	0.000110	0.026719	48.13	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-				0.055518	100.00		

Tabla 3.19. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de oro y distribución de oro por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	LEY Au (gr./Ton)	% Au	gr. Au	% Dist. Au	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	3.41	3.41	96.59	3.41	0.30	0.000030	0.002025	3.90	96.1	3.90
-80 +100	149	12.53	12.53	84.06	15.94	0.30	0.000030	0.004326	8.32	87.78	12.22
-100 +140	105	18.03	18.03	66.03	33.97	0.40	0.000040	0.007624	14.67	73.11	26.89
-140 +200	74	15.50	15.50	50.53	49.47	0.45	0.000045	0.0072405	13.93	59.18	40.82
-200 +270	53	12.50	12.50	38.03	61.97	0.45	0.000045	0.005373	10.34	48.84	51.16
-270 +400	37	9.02	9.02	29.01	70.99	0.45	0.000045	0.003525	6.78	42.06	57.94
-400	--	29.01	29.01	-	100.00	0.90	0.000090	0.021861	42.06	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-			0.000325	0.519745	100.00		

Tabla 3.20. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para tiempo de molienda 0 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si/1000	% Dist. Si	Acum. Si (-)	Acum. Si (+)
+80	177	16.49	16.49	83.51	16.49	76.58	1.26	15.59	84.41	15.59
-80 +100	149	21.74	21.74	61.77	38.23	80.65	1.75	21.66	62.75	37.25
-100 +140	105	19.31	19.31	42.46	57.54	82.00	1.58	19.55	43.2	56.8
-140 +200	74	16.11	16.11	26.35	73.65	81.22	1.31	16.21	26.99	73.01
-200 +270	53	8.60	8.60	17.75	82.25	84.01	0.72	8.91	18.08	81.92
-270 +400	37	4.44	4.44	13.31	86.69	83.04	0.37	4.58	13.5	86.5
-400	--	13.31	13.31	-	100.00	82.00	1.09	13.50	-	100
TOTAL		100.00	100.00				8.08			

Tabla 3.21. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 2 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	14.07	13.40	86.60	13.40	77.00	1.08	12.53	87.47	12.53
-80 +100	149	21.43	20.41	66.19	33.81	81.80	1.75	20.30	67.17	32.83
-100 +140	105	22.00	20.95	45.24	54.76	81.70	1.80	20.88	46.29	57.71
-140 +200	74	16.66	15.87	29.37	70.63	83.20	1.39	16.13	30.16	69.84
-200 +270	53	11.06	10.53	19.84	81.16	84.70	0.94	10.90	19.26	80.74
-270 +400	37	4.93	4.70	14.14	85.86	85.90	0.42	4.87	14.39	85.61
-400	--	14.85	14.14	-	100.00	83.80	1.24	14.39	-	100.00
TOTAL		105.00	100.00				5.3327	100.00		

Tabla 3.22. Distribución granulométrica en porcentaje retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 4 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	13.20	12.82	87.18	12.82	78.00	1.03	12.22	87.78	12.22
-80 +100	149	19.49	18.92	68.26	31.74	81.90	1.60	18.98	68.8	31.20
-100 +140	105	21.94	21.30	46.96	53.04	82.50	1.81	21.27	43.33	52.67
-140 +200	74	16.38	15.90	31.06	68.94	83.00	1.36	16.13	31.2	68.80
-200 +270	53	11.04	10.72	20.34	79.72	84.80	0.94	11.15	20.05	79.95
-270 +400	37	5.12	4.97	15.37	84.63	82.50	0.42	4.98	15.07	84.93
-400	--	15.83	15.37	-	100.00	85.70	1.27	15.07	-	100.00
TOTAL		103.00	100.00	-			8.43			

Tabla 3.23. Distribución granulométrica en porcentaje retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 8 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	11.42	11.09	88.91	11.09	79.80	0.91	11.52	88.48	11.52
-80 +100	149	11.12	18.56	70.35	29.65	81.50	0.91	11.52	76.96	23.04
-100 +140	105	22.63	21.97	48.38	51.62	82.70	1.87	23.67	53.29	46.71
-140 +200	74	16.87	16.38	32.00	68.00	82.72	1.40	17.72	35.57	64.43
-200 +270	53	11.34	11.01	20.99	79.01	85.00	0.96	12.15	23.42	76.58
-270 +400	37	5.18	5.03	15.96	84.04	86.50	0.45	5.70	17.72	82.28
-400	--	16.44	15.96	--	100.00	83.25	1.40	17.72	-	100.00
TOTAL		103.00	100.00				7.90	100		

Tabla 3.24. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 16 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	10.52	10.52	89.48	10.52	76.00	0.80	9.71	90.29	9.71
-80 +100	149	15.71	15.71	73.77	26.23	82.20	1.29	15.66	74.63	25.37
-100 +140	105	20.40	20.40	53.37	46.63	82.75	1.69	20.51	54.12	45.88
-140 +200	74	16.14	16.14	37.23	62.77	83.80	1.35	15.38	37.74	62.26
-200 +270	53	11.64	11.64	25.59	74.41	85.80	1.00	12.14	25.60	74.4
-270 +400	37	5.29	5.29	20.30	79.70	86.90	0.46	5.58	20.02	79.98
-400	--	20.39	20.39	-	100.00	81.00	1.65	20.02	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-	-		8.24	100		

Tabla 3.25. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 32 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	6.75	6.75	93.25	6.75	76.00	0.51	6.07	93.93	6.07
-80 +100	149	14.42	14.42	78.83	21.17	80.25	1.16	13.81	80.12	19.88
-100 +140	105	19.06	19.06	59.47	40.23	83.00	1.58	18.81	61.31	38.69
-140 +200	74	16.09	16.09	43.68	56.32	84.50	1.36	16.19	45.12	54.88
-200 +270	53	11.94	11.94	31.74	68.26	86.00	1.03	12.26	32.86	67.14
-270 +400	37	7.45	7.45	24.29	75.71	87.50	0.65	7.74	25.12	77.88
-400	--	24.29	24.29	-	100.00	87.00	2.11	25.12	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-			8.4	100		

Tabla 3.26. Distribución granulométrica en por ciento retenido, por ciento acumulativo, más y menos fino por especie, por ciento de silicio y distribución de silicio por tamaño de partícula para molienda con tiempo de 46 minutos.

MALLA	ABERTURA (MICRAS)	PESO (grs.)	RETENIDO (%)	Acum. (-)	Acum. (+)	% Si	gr. Si	% Dist. Si	Acum. (-)	Acum. (+)
+80	177	3.41	3.41	96.59	3.41	84.00	0.29	3.48	96.52	3.48
-80 +100	149	12.53	12.53	84.06	15.94	82.10	1.03	12.36	84.16	15.84
-100 +140	105	18.03	18.03	66.03	33.97	82.25	1.48	17.77	66.39	33.61
-140 +200	74	15.50	15.50	50.53	49.47	84.70	1.31	15.73	50.66	49.34
-200 +270	53	12.50	12.50	38.03	61.97	85.75	1.07	12.85	37.81	62.19
-270 +400	37	9.02	9.02	29.01	70.99	83.90	0.76	9.12	28.69	71.31
-400	--	29.01	29.01	-	100.00	82.45	2.39	28.69	-	100.00
TOTAL		100.00	100.00	-			8.33	100		

CONCLUSIONES.

1. En base a esta investigación se determinó que los jales de Dos Carlos por su composición química y mineralógica, es posible volver a reprocesarlos para la recuperación de los valores de plata principalmente, así como su aprovechamiento como un material industrial alternativo.
2. La presencia de jarositas en este tipo de escombreras nos deja entre ver la posibilidad de reaprovechar los metales preciosos a través de la utilización de procesos no convencionales, lo cual da lugar al desarrollo de una línea de investigación a futuro para la recuperación de dichos valores.
3. La técnica experimental desarrollada en la molienda, así como el modelo cinético de molienda utilizado son adecuados para el problema planteado, ya que nos permite obtener resultados suficientes, los cuales mediante un análisis detallado se logra precisar la molienda óptima en función de la recuperación por lixiviación.
4. A medida que el tiempo de molienda se incrementa hasta valores comprendidos de 32 a 46 minutos la distribución de los contenidos metálicos es muy similar y se encuentran dados por el rango de 200 a 400 mallas, razón por la cual una molienda más allá de los 32 minutos ya no se considera como optima debido a una mayor consumo de energía a nivel industrial, y a que una sobremolienda generaría un exceso de finos los cuales pueden interferir en los procesos subsecuentes de recuperación de los valores de interés.

5. La cinética de molienda permite precisar que la máxima velocidad específica de molienda global (tamaño por tamaño) y por especie corresponde a la malla 200, para tamaños menores a la malla 200 se genera una disminución en la velocidad específica por especie (plata) la cual se estabiliza para tamaños comprendidos entre las mallas 140 a 270, de acuerdo a estas consideraciones es posible concluir que el tiempo óptimo de molienda es de 8 minutos y un tamaño óptimo de partícula de 200 mallas.

BIBLIOGRAFÍA.

- (1) Nicolás Soto Oliver; **LA MINERÍA, El Distrito Minero, Pachuca-Real del Monte a través de la historia.**
- (2) **Grinding of the Jales de Santa Julia de la Compañía Real del Monte y Pachuca, S.A. de C.V. México**”, EMC91: Non-ferrous Metallurgy – Present and future, Elsevier Applied Science, F. Patiño and J. Ramírez, London and New York, julio 1991.
- (3) A. R. Geyne, Carl Fries et. al., **Geology and Mineral Deposits of the Pachuca – Real del Monte District, State of Hidalgo**; Consejo de Recursos Naturales no Renovables, 5-E, **1963**.
- (4) **Experimentación Metalúrgica preliminar corrida sobre muestras de colas de la planta de flotación de Santa Julia**, Comisión de Fomento Minero en Pachuca, Hgo. (1960), Código 406021, Biblioteca de la Comisión de Fomento minero- Unidad Tecamachalco, Unpublished report, pp. 2-11, México, Agosto de 1960.
- (5) Patiño F., Hernández J., Rivera I., Salinas R. E., Longoria G. L. C. & Gonzalez J. M., **Characterization and kinetics of the grinding of the Dos Carlos burrows in the state of Hidalgo**, International Precious Metals Institute, EU, 2007.
- (6) Espinosa de L., **Estudio de Ingeniería Conceptual para la instalación de una planta de beneficio con capacidad nominal de 12,500 ton/día, Compañía Real del Monte y Pachuca, S.A. de C.V.**, Unpublished report, México, abril 1984, 1-154.
- (7) Ipek H., **The effects of grinding media shape on breakage rate**, *Minerals Engineering*, 19(1), 2006.

- (8) SEMIP, JICA, **Curso internacional de capacitación en procesamiento de minerales y tecnología analítica “trituración y molienda”**, 1991, 15-34,150-220.
- (9) Comisión de Fomento Minero, **Teoría y práctica de trituración y molienda**, 1991, 15, 89.
- (10) CIMMGMAC, **Curso de trituración y molienda**, 2003, 10-25.
- (11) Arthur F. Taggart, **Elementos de preparación de minerales**, Ediciones Interciencia; 1ra edición. España 1966.
- (12) Harris C. C., **The effect of time on Batch Grinding**, Powder Technology 4, 1970/1971, 57-60.
- (13) Horst W. E. & Bassarear J. E., **Use of Ore Grindability Technique to Evaluate Plant Performance**, Trans. AIME 260, 1976, 348-351.
- (14) Tanaka, T. and Selby, D. W., **“A Kinetic approach to interference effects in the grinding of binary mixtures”**, Proc. Aust. Min. Met. 258, pp. 41-45, 1976.
- (15) Kelle E. G. & Spottiswood D. J., **Introducción al procesamiento de minerales**. Ed. Limusa. 1ª edición. México, 1990.
- (16) Austin, L. G. and Bathia, V.K., **“Experimental methods for grinding studies in Laboratory Mills”**, Powder Technology 5, pp. 261-266, 1971/1972.
- (17) Harris C. C., **The Alyasdin – Weibull chart in Batch Comminution kinetics**, Trans., Inst. Min. Met. 80, 1971, C41-C44.
- (18) Ramirez J., **Simulation of proposed grinding circuit change to reduce Pb Sliming**, Tesis de Master of Engineering, Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University, Montreal, Canada, noviembre 1978, 1-160.

- (19) **Manual de Reservas de Jal Cía. Real del Monte y Pachuca S.A. de C.V. 2006.**
- (20) Breton B. C. et al., **Remote Microscopy in the Real World, Microscopy and Analysis**, Sep. 1997.
- (21) **Manual de JSM-5900 SCANNING MICROSCOPE**, Jeol Ltd., 2004, 2-17.
- (22) Cotton F. A. & Wilkinson G., **Química Inorgánica Avanzada**, Limusa-Wiley, México, 1973, 385, 1080.
- (23) Harvey D., **Química Analítica Moderna**, McGraw-Hill, Madrid, 2003.
- (24) **Manual de procedimientos de preparación de muestras y análisis químicos**, CRMYP, 1997, 10-25.
- (25) VOGEL., **Química Analítica Cuantitativa** (Vol. II) Ed. Kapelusz, 5.^a ed. 1989.
- (26) Juan Hernández A, Eleazar Salinas R., Francisco Patiño C., Isauro Rivera L., Miriam Yta, Miguel Pérez L., **Caracterización de los jales del distrito Pachuca - Real del Monte, en el estado de Hidalgo y su posible aplicación como material industrial alternativo**, Boletín de Mineralogía, Vol. 17 No. 1, México 2006, pp.129-134.

ANEXOS

COMPOSICIÓN QUÍMICA GENERAL DE LOS JALES DE DOS CARLOS

Elemento %	Muestra									
	1A	1B	1M	2	3A	3B	4A	4B	4M	5
Ag gr/ton	78	77	61	59	49	73	32	24	21	20
Au gr/ton	0.48	0.48	0.55	0.34	0.30	0.31	0.25	0.25	0.25	T
Cu	0.010	0.011	0.007	0.007	0.017	0.010	0.009	0.008	0.005	0.007
Bi	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0002
Ni	0.005	0.005	0.004	0.004	0.004	0.004	0.003	0.003	0.003	0.004
Mn	0.0375	0.0908	0.0842	0.0176	0.0414	0.251	0.3801	0.2594	2.910	0.254
Fe	2.683	2.695	4.821	1.614	2.298	3.74	2.697	2.272	1.915	2.258
Sm	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002
Hg	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003
Cd	0.0017	0.0016	0.0017	0.0011	0.0016	0.0017	0.0029	0.0003	0.0014	0.0006
Se	0.0065	0.064	0.0048	0.0046	0.0036	0.0010	0.0048	0.0019	0.0010	0.0043
Te	0.0051	0.0050	0.0059	0.0036	0.0029	0.0041	0.0059	0.0024	0.0019	0.0038
Zn	0.0288	0.0384	0.0324	0.0183	0.0285	0.0280	0.0627	0.0483	0.1315	0.0273
Pb	0.0311	0.0305	0.020	0.0155	0.0320	0.0350	0.0255	0.0123	0.0113	0.0258
As	0.0022	0.0029	0.0027	0.0016	0.0023	0.0016	0.0027	0.0052	0.0113	0.0020

Elemento %	Muestra									
	1A	1B	1M	2	3A	3B	4A	4B	4M	5
Sb	0.0007	0.0010	0.0009	0.0005	0.0008	0.0007	0.0009	0.00014	0.0014	0.0009
Mg	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.003	0.005	0.005	0.005	0.004
SiO ₂	73.02	68.92	70.05	78.00	69.92	68.78	67.85	69.25	70.05	72.19
CaO	0.200	0.210	0.205	0.195	0.198	0.202	0.200	0.200	0.206	0.200
K ₂ O	2.28	2.20	2.05	0.85	1.03	2.32	1.40	0.90	0.95	0.90
Na ₂ O	0.20	0.25	0.14	0.18	0.15	0.30	0.20	0.22	0.19	0.18
Al ₂ O ₃	7.032	6.095	6.010	6.105	6.200	8.93	6.125	6.324	6.430	6.450