



Universidad de Oviedo

*Programa de Doctorado: "Minería, obra civil, medio ambiente y
dirección de proyectos"*

VALORIZACIÓN DE RESIDUOS INDUSTRIALES MEDIANTE SEPARADORES ELÉCTRICOS

Autor: D. Luis Miguel Bravo González



Universidad de Oviedo

*Programa de Doctorado: "Minería, obra civil, medio ambiente y
dirección de proyectos"*

VALORIZACIÓN DE RESIDUOS INDUSTRIALES MEDIANTE SEPARADORES ELÉCTRICOS

Autor: D. Luis Miguel Bravo González

Directores de Tesis:

PhD. Juan María Menéndez

Aguado

PhD Beatriz Alvarez Rodriguez

Junio 2014



económicamente.

- El empleo de la mesa de sacudidas, fue interesante, abriéndose aquí una línea de investigación.

En la concentración:

- El análisis estadístico mostró que la variable con menos influencia en la ley de cobre era la distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo, mientras que la de mayor influencia se debió a la velocidad del rodillo y a la tensión aplicada.
- En el caso de la recuperación de cobre, la variable menos influyente fue el voltaje.
- El ensayo número 9 fue la mejor combinación de parámetros, mostrando la mejor recuperación metalúrgica, con excelentes resultados.

RESUMEN (en Inglés)

INTRODUCTION

Metals are non-renewable resources and recycling is of great importance. In the case of copper, it is mined in concentrations of 0.1% and mining costs will increase in few years.

The proposal of this thesis is based on optimizing the process to recover secondary copper with maximum efficiency.

OBJECTIVES

Main objective: To analyze different ways of preparing electric scrap to recover its copper content by electrostatic separation.

Specific objectives:

- Optimize the mechanical preparation of the material to be recycled
- Study the influence of the variables that affect electrical separation
- Analyze electrical separation methodology in the case of cable recycling, using



in preparation blade Crusher and pulverizer, and in concentration, high tension separator.

CONCLUSIONS

Scrap preparation:

- The pulverizer showed the best efficiency.
- The preparation of the material was more complex than the concentration.

After preparation and screening, ultrafine size fractions were studied:

- Froth flotation was not feasible.
- The use of shaking table showed good results.

Concentration:

- Statistical analysis showed that the variable with less influence on copper grade was the distance of the static electrode to the surface of the roll, whereas the most influence was due to roll speed and tension level.
- In the case of copper recovery, the less influence came from tension level.
- Test number 9 was the best combination of parameters, showing the best metallurgical recovery, with excellent results.



*A mi compañera de viaje por la vida Susana, por su comprensión,
a mis padres y a mi hermana Paz, por su apoyo incondicional,
a mi cuñado Alberto, por su inestimable ayuda,
y a mi amigo Pedro, por su fiel animosidad*



AGRADECIMIENTOS:

Quiero agradecer en primer lugar, el apoyo y ánimo incondicional mostrado por mis directores de tesis, los Dres. Beatriz Álvarez Rodríguez y Juan María Menéndez Aguado, durante todo el desarrollo de la presente tesis. Así mismo les agradezco infinitamente su plena confianza y el haber contado y seguir contando conmigo tanto en el desarrollo personal como profesional en distintos campos de la minería. Espero no defraudaros y poder devolver algún día, al menos algo de lo que yo he recibido.

Igualmente deseo expresar mi agradecimiento a la Ingeniera de Minas Gloria González García, por su inestimable colaboración en labores de laboratorio, especialmente en el desarrollo de la fase de preparación de materiales.

Así mismo, aprovecho la ocasión para agradecer a la Ingeniera Nelly Fernández su estrecha colaboración en el desarrollo de la fase de concentración del material.

Por otra parte expreso mi enorme agradecimiento al Dr. Miguel Ángel Rodríguez Díaz, por su disposición tanto como por sus precisos y sabios consejos a la hora de culminar el presente trabajo.

Así mismo, siento un gran agradecimiento del Dr. Antonio Bernardo Sánchez, por mostrar su confianza y haber contado y seguir contando conmigo, en cuanto a las acciones formativas vinculadas con el desarrollo de esta tesis se refiere, lo cual me ha incentivado en todo momento a seguir avanzando, tanto en el desarrollo de la misma como en otros campos de la minería.

No quiero dejar en el olvido, mi sincero agradecimiento por la gran ayuda prestada por los profesores del IES "La Torre" de León, D. Carlos Escanciano González así como por D. Ismael Gómez Castaño, quienes en los albores de la presente tesis, facilitaron el material necesario para iniciar los ensayos oportunos.



También deseo agradecer al personal de mantenimiento eléctrico de la EPM (Escuela Politécnica de Mieres), el haber facilitado el material necesario para finalizar los ensayos pertinentes.

Por último, quiero dejar constancia de mi agradecimiento a la Universidad de Oviedo, por facilitarme las instalaciones, los equipos y los medios necesarios para llegar a culminar felizmente el presente trabajo.

En Mieres, 15 de marzo de 2014



Universidad de
Oviedo

DEDICATORIA Y AGRADECIMIENTOS



INDICE



Capítulo 1: INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS.....	1
1. INTRODUCCIÓN.....	2
2. OBJETIVOS.....	3
Capítulo 2: IMPORTANCIA ECONÓMICA Y ESTRATÉGICA DE LOS RESIDUOS METÁLICOS.....	5
1. GESTIÓN ECONÓMICA DE LOS RECURSOS NATURALES.....	6
1.1. Economía de los recursos naturales.....	6
1.1.2. Economía de los recursos naturales como parte del análisis económico.....	8
1.1.3. Límites físicos del proceso económico.....	11
1.2. Gestión de los recursos naturales.....	13
1.2.1. Recursos no renovables.....	13
1.2.2. Escasez de los recursos.....	17
1.2.3. Modelo de análisis.....	27
1.2.3.2. <i>Modelo</i>	27
1.2.3.3. Análisis del modelo básico.....	30
1.3. Conclusiones.....	35
2. RECICLAJE DE RESIDUOS METÁLICOS.....	38
2.1. Definiciones utilizadas en el reciclaje de metales.....	41
2.2. Potencial de la recuperación de residuos.....	41
2.3. Metales secundarios.....	43
2.4. Clasificación de la chatarra.....	45
2.5. Potencial para la mejora de procesos.....	52
	53
Capítulo 3: METODOLOGÍA.....	55
1. METODOLOGÍA EMPLEADA.....	56
2. ENSAYOS REALIZADOS.....	57
3. PREPARACIÓN MECÁNICA DE LAS MUESTRAS.....	57
3.1. Equipos utilizados en el laboratorio.....	59
3.1.1. Trituradora de cuchillas FRITSCH PULVERISETTE 25.....	59
3.1.2. Trituradora de discos FRITSCH PULVERISETTE 13.....	61



3.1.3. Báscula semi-industrial COBOS HW - 60 KGL.....	62
3.1.4. Báscula de precisión COBOS D 4200 CBS.....	62
3.1.5. Tamizadora RETSCH AS450.....	63
3.1.6. Microscopio estereoscópico OLYMPUS SZ61 Zoom.....	64
3.2. Ensayos de preparación mecánica.....	65
3.2.1. Ensayo de preparación N° 1: material tipo I.....	66
3.2.2. Ensayo de preparación N° 2: material tipo II.....	70
3.2.3. Ensayo de preparación N° 3: material tipo III.....	76
3.2.4. Ensayo de preparación N° 4: material tipo IV.....	82
3.2.4.1. Trituración de discos y tamizado.....	82
3.2.4.2. Trituración de cuchillas y tamizado.....	117
3.2.4.3. Comparativa entre trituración de discos y de cuchillas.....	118
4. CONCENTRACIÓN DE LAS MUESTRAS.....	121
4.1. Equipos utilizados en el laboratorio.....	123
4.1.1. Celda de flotación por espumas.....	123
4.1.2. Mesa de sacudidas.....	124
4.1.3. Horno de mufla LENTON DESINGS LTD.....	125
4.1.4. Separador electrostático de alta tensión OUTOTEC EHATP	126
4.2. Ensayos de concentración.....	128
4.2.1. Ensayo de concentración N° 1: material tipo I.....	128
4.2.2. Ensayo de concentración N° 2: material tipo II.....	136
4.2.3. Ensayo de concentración N° 3: material tipo III.....	146
4.2.4. Ensayo de concentración N° 4: material tipo IV.....	149
Capítulo 4: RESULTADOS OBTENIDOS Y DISCUSIÓN.....	173
1. RESULTADOS.....	174
2. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN.....	176
2.1.1. Primer análisis multifactorial.....	177
2.1.2. Segundo análisis multifactorial.....	177



Capítulo 5: CONCLUSIONES FINALES.....	185
1. CONCLUSIONES FINALES	186
Capítulo 6: LÍNEAS FUTURAS DE INVESTIGACIÓN.....	189
1. LÍNEAS FUTURAS DE INVESTIGACIÓN.....	190
Capítulo 7: REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	195
ANEXOS	
Anexo I: TRATAMIENTOS MINERALÚRGICOS: FUNDAMENTOS DE SEPARACIÓN ELÉCTRICA.....	209
Anexo II: SEPARADOR ELECTROSTÁTICO DE ALTA TENSIÓN.....	295



CAPÍTULO 1:
INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS



1. INTRODUCCIÓN

El reciclaje de los metales obtenidos en la corteza terrestre, tiene en nuestros días, y no cabe duda que en un futuro próximo, una importancia relevante e incluso trascendental, dado que los metales son unos recursos no renovables o agotables.

Muy posiblemente, hacia mediados del presente siglo, varios de los metales que hoy nos resultan imprescindibles en nuestra sociedad actual, comenzarán a agotarse. Por ello deberíamos adoptar medidas al respecto y tener muy presente la importancia capital que tiene el reciclaje como medio para hacer perdurable su uso.

En algunos metales, como puede ser el caso del cobre, donde dicho recurso comienza a ser escaso, y su concentración cada vez menor, se hace imprescindible que la tecnología del beneficio de minerales avance en este sentido en lo que se refiere a I+D+i (Investigación, Desarrollo e innovación).

En estas condiciones, el reciclaje resulta fundamental para abastecer la demanda de mercado en tiempo, forma y de manera sostenible.

El cobre puede reciclarse en un alto porcentaje (45,7%), y ahí radica precisamente su importancia, máxime cuando el precio de mercado tiene un valor demasiado fluctuante. En el reciclaje del cobre, se utilizan diversos tratamientos mineralúrgicos.

Actualmente, existen muy pocas fuentes de información de referencia a las cuales consultar y que satisfagan las necesidades de reciclaje actuales.

En este sentido, la propuesta que se realiza a través de la presente tesis, está fundamentada en la optimización del proceso para la recuperación del cobre con la mayor eficacia posible.



2. OBJETIVOS

Por lo expuesto anteriormente, el objetivo general de la presente tesis consiste en analizar las diferentes formas de preparación mecánica del material a reciclar para la recuperación de su contenido en cobre, reciclándolo mediante separación electrostática de alta tensión.

Como objetivos específicos se estudiarán:

- Optimización de la preparación mecánica del material a reciclar.
- Estudio de la influencia de las principales variables que influyen en la separación eléctrica de alta tensión.
- Análisis de la metodología de separación eléctrica para la valorización del reciclaje de cables.

Los equipos a emplear en la preparación mecánica del material que se tendrán en cuenta serán, la trituradora de cuchillas y la de discos. Una vez realizada la preparación mecánica, el material será procesado en un separador electrostático de alta tensión.

En el **capítulo segundo**, titulado *“Importancia económica y estratégica de los residuos metálicos”*, se hace un repaso del marco socioeconómico mundial que existe actualmente acerca de la reservas de metales y el reciclaje de los mismos.

En el **capítulo tercero**, titulado *“Metodología”*, se hace una descripción detallada de los ensayos llevados a cabo en el laboratorio, tanto la preparación mecánica del material, como los realizados para la concentración del metal.

En el **capítulo cuarto**, titulado *“Resultados obtenidos y discusión”*, se analizan los datos obtenidos del capítulo anterior, para estudiar la influencia de los mismos en la optimización del reciclaje.

En el **capítulo quinto**, titulado *“Conclusiones finales”*, se detallan las conclusiones a



las que se ha llegado después del estudio y análisis de los resultados obtenidos.

En el **capítulo sexto**, titulado “*Líneas futuras de investigación*”, se proponen caminos a seguir para la mejora de la efectividad del reciclaje de cables mediante la separación electrostática.

Por último, el **capítulo séptimo**, titulado “*Referencias Bibliográficas*”, recoge las bibliografías mencionadas en la presente tesis, así como consultas adicionales.

Al final, se encuentran el **Anexo I** (“*Tratamientos mineralúrgicos: Fundamentos de separación eléctrica*”) y **Anexo II** (“*Separador electrostático de alta tensión*”) donde se desarrollan en profundidad el marco teórico de la separación electrostática así como el equipo principal utilizado para el desarrollo de la presente tesis.



CAPÍTULO 2:

IMPORTANCIA ECONÓMICA Y ESTRATÉGICA DE LOS RESIDUOS METÁLICOS



1. GESTIÓN ECONÓMICA DE LOS RECURSOS NATURALES

1.1. Economía de los recursos naturales

Todas nuestras actividades dependen en última instancia de la naturaleza. Para **Aguado, (2010)**, cualquier bien manufacturado resulta de aplicar el trabajo humano sobre un conjunto de bienes de capital, fabricados por el hombre, y de materiales y energía provenientes directamente de la naturaleza. Los bienes de capital son fabricados, a su vez, con otros bienes, con trabajo y con recursos naturales, y el origen de la energía desplegada por el trabajo también está en el consumo de recursos cuyo origen último es la naturaleza. Por ello la actividad económica es sinónimo de apropiación y transformación de la naturaleza en beneficio de la satisfacción de necesidades individuales y sociales, y también por ello el crecimiento económico se traduce necesariamente, en la disminución de los sistemas naturales autogestionados. Según **Dasgupta, (1996)**, cualquier actividad económica es entonces, por su propia definición, una forma de gestión de la naturaleza.

La economía de los recursos naturales como disciplina de conocimiento, se propone responder las cuestiones referidas al modo en que la sociedad utiliza dichos recursos para satisfacer las múltiples demandas del sistema económico. Dichas cuestiones pueden clasificarse en dos categorías íntimamente relacionadas. Por una parte están las pertenecientes al análisis positivo, cuyo objetivo fundamental es el estudio, la comprensión y la descripción de las complejas interacciones entre la sociedad y el medio ambiente. Sin embargo, las respuestas a tales cuestiones no constituye el principal objetivo de la economía de los recursos. Por otra parte tenemos las de carácter claramente normativo, referidas a los criterios generales más o menos operativos que deben generar la gestión de los recursos naturales y que son verdaderamente relevantes para la sociedad.



Los problemas normativos están omnipresentes en nuestra sociedad y a ellos pertenecen muchas cuestiones que pueden organizarse desde las más particulares hasta las más ambiciosas y generales. A nivel más básico se trata por ejemplo de identificar y proponer las normas que deben guiar la gestión de recursos individuales, traducido en cuestiones tales como: cual debe ser la tasa ideal de explotación de una mina, o la tasa deseable de bombeo de agua de un acuífero. En segundo lugar, para un análisis más ambicioso, se trata de responder preguntas tales como: de que modo se debe proceder ante la elección entre usos alternativos de un activo ambiental considerando, por ejemplo, la validez o no de renunciar a la explotación económica en beneficio de la conservación de un parque natural, la forma en que deben combinarse los usos competitivos pero no excluyentes, de un espacio natural, o el tipo de análisis económico que debe hacerse con el fin de considerar la validez de ejercer opciones irreversibles como por ejemplo, las que ocurren cuando se decide construir un pantano. En tercer lugar, generalizando las cuestiones anteriores, se puede llegar a la discusión sobre los cambios globales que puede permitirse la civilización sobre las condiciones naturales que constituyen su base de recursos, o la búsqueda de una definición operativa del concepto de desarrollo sostenible.

Para **Koopmans, (1957)**, las cuestiones planteadas deben resolverse a partir del conocimiento positivo más detallado posible de la realidad sobre la que pretende formular un criterio de gestión. Pero, no se debe perder de vista que, en el caso que nos ocupa, los aspectos normativos son de la mayor importancia. Resulta evidente pensar que al descartar posturas extremas, no podemos identificar un problema ambiental sin la referencia de una situación ideal que consideramos óptima o simplemente deseable. De igual forma, resulta deseable que los criterios generales de gestión sean operacionales de forma que permitan calibrar la gravedad de los distintos problemas ambientales: ¿cómo podemos juzgar la gravedad de un problema de sobreexplotación de recursos sin calibrar la distancia entre la solución actual y alguna pauta ideal? o ¿cómo podríamos juzgar la ineficiencia de una institución individual, sin tener alguna noción sobre el mejor resultado que podría y debería obtener la sociedad en la asignación económica de los recursos naturales?.



Por todo lo anterior expuesto, el objetivo fundamental de la economía de los recursos naturales, y la condición necesaria para abordar otros objetivos, consiste en elaborar un conjunto de criterios generales que nos permitan identificar y juzgar la severidad de los problemas ambientales, lo cual, se convierte a su vez en un punto de partida para juzgar, ya sea desde una perspectiva micro o macroeconómica, el desempeño de las instituciones sociales y para definir los objetivos de la política ambiental y de recursos naturales.

Si admitimos que la economía de los recursos naturales se apoya sobre un conjunto de criterios normativos, será necesario reconocer a continuación que tales criterios estarán muy condicionados por nuestra percepción de los problemas ambientales y si cabe, más aún, que dicha percepción estará condicionada por ciertos juicios de valor cuyo contenido, obviamente, pertenece a la ética y no al conocimiento positivo. Comenta **Sen, (1987)**, que dentro de los múltiples juicios de valor, presentes en la base de la economía de los recursos naturales existe uno fundamental a partir del cual se articula toda respuesta a las preguntas planteadas. Este es un *juicio de calificación* que resuelve la pregunta planteada por **Londero, (1987)** ¿quién y sobre que base califica los problemas ambientales y juzga la deseabilidad de las soluciones alternativas?. La respuesta válida a la pregunta anterior, cualquiera que sea, o la elección entre las distintas respuestas posibles, no se podrá establecer en ningún caso haciendo uso de argumentos de hecho.

1.1.2. Economía de los recursos naturales como parte del análisis económico

La economía de los recursos naturales, según propone **Gómez, (1998)**, parte de una clara premisa, la racionalidad sobre cualquier decisión acerca de la gestión de los recursos naturales debe ser analizada a la luz de los efectos que producen, directa o indirectamente, de forma inmediata o en un futuro remoto, sobre las distintas personas. Desde esta perspectiva, los recursos naturales tienen valor en cuanto afectan al bienestar de las personas. Así algunos de ellos pueden tener un valor de uso o simplemente estético. El valor de uso de un recurso puede ser directo, en



cuanto provee bienes de consumo, cuya cantidad o calidad se ve afectada por decisiones económicas, o bien indirecto.

También se puede hablar de valores de opción, cuando la conservación de un recurso preserva alternativas para las generaciones futuras.

Los recursos también pueden tener valor como sistemas fundamentales para el soporte de la vida humana y de la naturaleza a la que damos valor las personas.

Finalmente, un recurso natural puede tener valor para nosotros con independencia de todos los casos mencionados y por el sólo hecho de existir. En este sentido, sirva como ejemplo **Yew-Kwang, (1996)**.

De todo ello, surgen demandas por parte del sistema económico como son: demanda de materiales y energía para usos en el sistema productivo, cuyo valor es indirecto y está relacionado con la producción de bienes de consumo; demanda de absorción y reciclado de residuos de diferente tipo; demandas de preservación de opciones futuras, de valores de existencia y de fuentes de conocimiento, etc. Desde este punto de vista económico, el medio ambiente en general, y cada recurso natural como unidad de análisis, se convierten en unos activos cuya gestión es el objeto de reflexión por parte de la economía de los recursos. Los objetivos de dicha gestión deben centrarse en la valorización económica de tales activos y en evitar la depreciación de los mismos que no esté justificada por criterios de bienestar colectivo. Insiste **Gómez, (1998)**, en afirmar que la gestión de los recursos debe servir para ordenar las alternativas existentes y seleccionar entre ellas con un criterio de bienestar, en el que se reconozcan los efectos positivos de la extracción de materiales y los negativos del vertido de contaminantes, se pongan en la balanza los usos presentes y futuros, los beneficios de ejercer las opciones actuales y los beneficios de la preservación, etc. En definitiva, el criterio de gestión es un criterio de bienestar.

Sobre estas premisas, los modelos básicos de gestión de recursos naturales se especifican como problemas generales de optimización de una función de bienestar intertemporal sujetos a un conjunto de restricciones que pueden pertenecer al ámbito



de la economía, como por ejemplo la tecnología disponible para la extracción y la utilización o sustitución de un recurso concreto, o al ámbito natural, como el tamaño de las reservas, su concentración y calidad, o los ritmos de crecimiento biológico, etc. El objetivo del análisis se basa en la identificación de una pauta óptima de explotación, que bien puede tratarse de un ritmo de extracción, un turno forestal óptimo o un patrón de capturas.

Aseguran **Conrad and Clark, (1987)**, que una pauta óptima de explotación se caracteriza por la armonización de un conjunto de flujos de recursos, hacia el sistema económico, con una decisión simultánea de conservación del stock de recursos en un determinado tamaño con unas determinadas características. En la solución de tales problemas de optimización se obtienen también, como variables duales en la solución óptima, los precios sombra de las reservas conservadas en cada momento temporal; precios que, a su vez, tienen la consideración de medidas ideales de la escasez de los recursos naturales.

Se consideran tres tipos de sistemas: abiertos, cerrados e aislados. Cuando los economistas hablan de un sistema abierto es porque estiman que intercambia objetos económicos, pero no porque consideren que intercambia materiales y energía con su medio ambiente (**Naredo, 1987**). Un sistema cerrado cuando intercambia energía con su medio ambiente pero no materia. Desde esta óptica, la tierra es un sistema cerrado. Si un sistema no intercambia energía y materiales con su entorno se le denomina aislado; los sistemas artificiales creados en los laboratorios y el Universo en su conjunto pueden ser ejemplos de sistemas aislados (**Strassert, G. y Acosta, 1999**).

La economía, por tanto, tiene que dejar de ser el sistema cerrado que hasta ahora fue para abrirse al mundo físico circundante y por ello, *“los objetos económicos ya no deben nacer dentro del sistema, cuando la producción les infunde valor, ni extinguirse dentro del mismo, cuando lo hace su valor de cambio mediante el consumo. Ahora hay que llevar la reflexión económica hacia su existencia física anterior a toda valoración, en forma de recursos, y posterior a su pérdida de valor, en forma de residuos. Ambos extremos están estrechamente relacionados: el tipo de recursos utilizados condicionará, en buena medida los recursos obtenidos”* (**Naredo, 1987, 1996**).



1.1.3. Límites físicos del proceso económico

Algunas leyes afectan al proceso económico estudiado, más concretamente la primera y la segunda ley de la termodinámica, que rigen el comportamiento de la energía.

De la primera ley de la termodinámica deducimos que la cantidad de energía y materia permanece siempre inalterable y constante. Cuando se consume un bien no desaparece la realidad física que lo sustenta, sino la necesidad que se pretende satisfacer. El consumo sobre todo de bienes duraderos, habría más bien que concebirlo como activos o bienes fondos que ofrecen servicios **(Ayres y Kneese, 1969)**. Así mismo, tampoco tiene mucho sentido hablar de consumo de energía pues lo que se consume al emplear energía es su disponibilidad **(Ehrlich et al., 1977)**.

Por otra parte, la segunda ley de la termodinámica, es decir la ley de la entropía, suma un importante matiz: la materia y la energía cuando se transforman no desaparecen pero se degradan y dispersan en estadios menos útiles y de calidades inferiores para su uso por la sociedad. Desde esta visual, cualquier proceso donde haya un intercambio de energía y materiales, será por tato de carácter entrópico **(Valero, 1994; Georgescu-Roegen, 1971; Ayres y Kneese, 1969 y Ayres, 1999)**.

Los procesos de producción son pues, de naturaleza entrópica y, por ello, la generación de desechos no puede ser nunca considerada una mera externalidad sino que es consustancial al mismo **(Ayres, 1989)**. El sistema económico se enmarca dentro de un sistema físico real con el que intercambia energía y materiales, y los denominados fallos del mercado o factores externos vinculados a los residuos, son inherentemente masivos y generalizados, no secundarios ni despreciables **(Kneese et al., 1970)**.

Fue **Georgescu-Roegen, (1971)** quien hizo mayor énfasis sobre la importancia de la “Ley de la Entropía” dentro del campo de la economía, siendo este autor consciente de que el hombre, como consecuencia de la segunda ley de la termodinámica se



enfrenta, a través del proceso económico, con el problema de la escasez y del valor, aunque esta condición no sea suficiente (**Georgescu-Roegen, 1983**).

En consecuencia, ambos principios termodinámicos introducen la consideración de límites físicos a los procesos de producción y a la expansión económica. Particularmente, la “Ley de la Entropía” impone una serie de restricciones al respecto que según **Carpintero, (1999)** y **Riechmann, (1995)**, se pueden sintetizar en:

- Límites al aprovechamiento de los recursos naturales: cuando se transforma estos recursos (baja entropía) en el proceso económico, el resultado, tarde o temprano será su conversión en residuos (alta entropía), aumentando con ello, la incapacidad futura de aprovechamiento de los recursos y haciéndolos cada vez menos disponibles.
- El reciclaje de los materiales no es eficiente al cien por cien y además tampoco es energéticamente gratuito. Es decir, se puede reciclar la materia pero a costa de mayores recursos energéticos y materiales.
- Existen también restricciones al progreso tecnológico impuestas por las leyes de la naturaleza. En este sentido, aunque la tecnología nos brinde la posibilidad de descubrir fuentes adicionales de utilización de la energía que mejoren la eficiencia de los procesos no podrá crear recursos alternativos a los existentes.
- Como conclusión a todas las restricciones anteriores, se puede afirmar que el crecimiento económico está condicionado por límites físicos, al mismo tiempo que muchos de los prejuicios ocasionados al medio tienen un carácter irreversible.

Por ello, llama la atención (**Naredo, 1987, 1996**) que *“en la era de los combustibles fósiles, esa noción de producción, separada del mundo físico pudo seguir sosteniendo la creencia de que sería posible un crecimiento infinito de las riquezas capaz de llevarnos al reino de la jauja. Encubriendo la paradoja que supone el que se ofrezca construir un consumo ilimitadamente expansivo sobre la utilización de lo escaso, lo no renovable, lo contaminante”* (**Naredo, 1987, 1996**).



1.2. Gestión de los recursos naturales

1.2.1. Recursos no renovables

Los recursos no renovables son aquellos para los que no existe un proceso natural y espontáneo de regeneración. La corteza terrestre alberga una cantidad fija de recursos no renovables y cualquier extracción sólo puede disminuir la disponibilidad de los mismos para el futuro. **Boulding, (1966)**, empleó una expresión bastante elocuente al afirmar que la tierra es como una “nave espacial”, con unos recursos limitados que deben ser utilizados de forma racional y moderada para asegurar la supervivencia de la humanidad. De ahí que estos recursos planteen importantes cuestiones sobre los límites del crecimiento económico. En este sentido, **Dasgupta y Heal, (1979)**, cuestionan desde la pregunta básica sobre si estamos agotando algunos recursos que, como el hierro y el petróleo, son fundamentales para el funcionamiento actual del sistema económico, hasta la cuestión más amplia de si es posible el crecimiento sostenido a largo plazo. La respuesta a estas preguntas exige que reflexionemos sobre el modo en que reacciona la sociedad frente a la escasez de los recursos.

Veamos a grandes rasgos los principales elementos que tomamos de la tierra y el modo en que los utilizamos. Muchos de estos recursos son metales. A menudo, estos se encuentran en estado puro, aunque su forma habitual es la de compuestos químicos en los que aparecen combinados con azufre (sulfatos) u oxígeno (óxidos). A tales compuestos, junto con los metales en estado puro, se les denomina minerales. En cambio las rocas, son mezclas pero con distinta composición de minerales.

Algunos metales son relativamente abundantes en términos físicos. En orden decreciente, el aluminio, el hierro, el silicio, el manganeso y el titanio, forman el 16 % de la corteza terrestre. De todos ellos, el hierro es el más utilizado, alcanzando el 95 % de los metales aprovechados por nuestra civilización, siendo el principal elemento constitutivo del acero. En la actualidad, el hierro se utiliza principalmente en aleaciones, con níquel, cromo, tungsteno, cobalto o manganeso, de modo que la



industria siderúrgica depende también del abastecimiento de tales metales.

Existen otros metales menos abundantes en la corteza terrestre, como por ejemplo el cobre, excelente conductor de la electricidad, fundamental para transportar la energía y la comunicación de señales en la red de cables que forman el nervio de la tecnología de las naciones avanzadas. A la misma categoría pertenece el plomo, utilizado principalmente en baterías de almacenamiento, en la fabricación de proyectiles y soldadores, en compuestos antiexplosivos, en las gasolinas y, por sus propiedades anticorrosivas, como protector de los cables eléctricos. Otros ejemplos de metales esenciales para la producción de aleaciones y poco abundantes son el zinc, particularmente resistente a la corrosión, el níquel, fuerte y resistente, el molibdeno y el tungsteno, especialmente dúctiles, y el estaño, cuyos usos se remontan hasta 3700 años antes de nuestra era, etc.

Los recursos no renovables son sin duda esenciales para el funcionamiento del sistema productivo. Por ello, tanto su agotamiento como las posibles consecuencias de su futura escasez, tienen especial trascendencia para las generaciones venideras. En este sentido **Dasgupta and Heal, (1979)**, se pregunta ¿hasta que punto podemos sentirnos preocupados por el problema del agotamiento de los recursos no renovables?. Para responder a esta pregunta hay que desarrollar algunos elementos económicos. Todo esto nos lleva nuevamente al problema de la escasez para centrar la cuestión sobre los criterios que deben guiar la gestión de los recursos no renovables.

Una primera postura, que podemos calificar de pesimista, enfatiza sobre la inminencia del agotamiento físico de las reservas de recursos conocidas. Para ello, la escasez se mide por el tiempo que resta para la extinción de un recurso concreto. Esta es, por otra parte, una medida relativamente fácil de elaborar, una vez conocidas las reservas del material y la cantidad que se extrae del mismo en un determinado momento.



Recurso	Reservas Globales Conocidas ^a	Índice Estático (años) ^b	Tasa de Crecimiento Promedio (% por año) ^a	Índice Exponencial (años) ^c
Aluminio	1,17 x 10 ⁹ ton.	100	6,4	31
Carbón	5 x 10 ¹² ton.	2300	4,1	111
Cobalto	4,8 x 10 ⁹ ton.	110	1,5	60
Cobre	308 x 10 ⁶ ton.	36	4,6	21
Cromo	7,75 x 10 ⁸ ton.	420	2,6	95
Estaño	4.3 x 10 ⁶ ton.	17	1,1	15
Gas Natural	1,14 x 10 ¹⁵ ton.	38	4,7	22
Hierro	10 ¹¹ ton.	240	1,8	93
Manganeso	8 x 10 ⁸ ton.	97	2,9	46
Mercurio	3,34 x 10 ⁶ botellas	13	2,6	13
Molibdeno	10,8 x 10 ⁹ libras	79	4,5	34
Níquel	147 x 10 ⁹ libras	150	3,4	53
Oro	353 x 10 ⁶ onzas troy	11	4,1	9
Petróleo	455 x 10 ⁶ barriles	31	3,9	20
Platino	1,17 x 10 ⁹ onzas troy	130	3,8	47
Plata	5,5 x 10 ⁹ onzas troy	16	2,7	13
Plomo	91 x 10 ⁶ ton.	26	2,0	21
Tungsteno	2,9 x 10 ⁹ ton.	40	2,5	28

Tabla 2.1: Índices estáticos y dinámicos de escasez.

(a) U.S. Bureau of Mines (1970) Mineral Facts and Problems, Government Printing Office.

(b) Años que se tardaría en consumir las reservas globales conocidas a los niveles actuales de consumo.

(c) Años que se tardaría en consumir las reservas globales conocidas si el consumo continúa creciendo a la tasa promedio.



Para ilustrar este razonamiento basta retomar brevemente el informe del Club de Roma sobre los límites del crecimiento en el que se plantea de un modo dramático el problema del agotamiento de los recursos no renovables. En la tabla 2.1 de **Meadows, D.H. et al. (1972)**, se reflejan los datos básicos en los que se apoya esta visión pesimista del futuro. Así, por ejemplo, según las estadísticas del USBM, Departamento de Minas de los Estados Unidos, *en 1970 las reservas conocidas de cobre rondaban los 310 millones de toneladas*, dado que el consumo mundial de cobre alcanzaba ese mismo año la cifra de 8.5 millones de toneladas, por tanto, podemos concluir que, de mantenerse estable la demanda de cobre, las reservas disponibles en 1970 se agotarían completamente al cabo de 36 años (**Annual Book of ASM Standards, vol. 13, 1994**). Es evidente que a fecha de hoy, dichas expectativas no se han cumplido y a pesar de que esta conclusión es de por sí preocupante, algunos autores la consideran demasiado optimista. En efecto, según se desprendía del Club de Roma, **Meadows, D. H., D. L. Meadows, Randers y Behrens, (1972)**, concluyeron que no es probable que la demanda de cobre permanezca estable; todo lo contrario, resulta más razonable pensar que en el futuro dicha demanda continuará creciendo al ritmo observado en los últimos 70 años (es decir a un 4,6 % anual), lo que reduce la vida esperada del cobre de 36 a 21 años (ver Tabla 2.1). De los 19 recursos no renovables incluidos en la Tabla 2.1, con el índice exponencial de escasez, solo podría esperarse que el carbón exista durante más de 100 años. **Meadows, D. H., D. L. Meadows, Randers y Behrens, (1972)**, también predijeron que entre los casos más dramáticos, se encuentra una larga lista de recursos que, de acuerdo con este tipo de previsiones, estarían agotados antes del año 2000, y que, aparte del cobre serían, el oro, el plomo, el mercurio, el gas natural, el petróleo, la plata, el estaño y el zinc.

Las conclusiones del grupo, **Meadows, D. H. et al., (1975)**, las resumen en las siguientes palabras:

“Si se mantienen las tendencias actuales de crecimiento de la población mundial: industrialización, contaminación ambiental, producción de alimentos y agotamiento de los recursos, este planeta alcanzará los límites de su crecimiento en el curso de los próximos cien años. El resultado más probable sería un súbito e incontrolable descenso tanto de la población como de la capacidad industrial”.



Afortunadamente, ninguna de las previsiones pesimistas de los años 70 se han cumplido. Lógicamente, el razonamiento implícito en las medidas de escasez mencionadas es erróneo.

Concluye **Gómez, (1998)**, afirmando que básicamente, el error está en concebir la escasez como un fenómeno físico, cuando realmente se trata, de un fenómeno económico y social. Este parecer nos servirá para avanzar en la discusión de los criterios que deben guiar la gestión de los recursos no renovables.

1.2.2. Escasez de los recursos

Del análisis anterior deducimos la posibilidad del agotamiento de los recursos no renovables. Podemos evitar parte de las confusiones y los errores de previsión, si distinguimos cuidadosamente entre dos conceptos interrelacionados: los recursos disponibles y las reservas conocidas. Define **Gómez, (1998)**, las reservas como aquellos depósitos con cantidades y calidades conocidas, de los que, dada la tecnología disponible y las condiciones políticas y económicas, es rentable extraer minerales. Así mismo define los recursos, como aquellas fuentes potenciales de minerales que pueden utilizarse en el futuro, siempre que lo permitan los cambios en la tecnología, y las condiciones económicas, políticas y legales. Dado que la economía, la tecnología y la política son partes esenciales en esta definición, las reservas minerales pueden aumentar o disminuir significativamente sin que cambie la cantidad disponible en la corteza terrestre. Aclara **Gómez, (1998)**, con el ejemplo, que debido a restricciones legales, mientras esté vigente el tratado que reserva el territorio de la Antártida para fines de investigación, los recursos allí existentes de minerales no podrán ser contabilizados como reservas.

Es evidente, tal como afirma **Skinner, (1976)**, que cuanto mayor sea la extracción de un mineral menor será su disponibilidad futura. Sin embargo, la importancia que esto tiene para nosotros y para las generaciones futuras, no depende solamente de la cantidad de recursos inexplorados, sino también, al menos, de tres factores



adicionales de naturaleza eminentemente social e histórica. Estos factores son:

1º. La *Información Disponible*, es decir, nuestro grado de conocimiento sobre la cantidad y calidad física de los recursos y las reservas disponibles.

Es evidente que cada vez conocemos mejor la geología del planeta, pero nuestra información sobre las reservas disponibles resulta incompleta. Actualmente, existe un importante grado de incertidumbre sobre la cantidad y calidad de recursos remanentes en el planeta. Ejemplo de ello, es el hecho de que no conocemos con certeza la cantidad de petróleo que existe bajo el fondo marino.

En otros casos sabemos de la existencia de algunos depósitos de material, por ejemplo en la Antártida, pero, mientras no se proceda a una exploración exhaustiva, desconoceremos la cantidad y calidad de los mismos. En otras zonas, debido a las características geológicas del entorno, podemos deducir la probabilidad de que existan reservas importantes, y tenemos la posibilidad de reducir tal incertidumbre mediante, por ejemplo, el estudio de campos magnéticos o de la perforación de pozos exploratorios.

El uso del mineral de hierro puede servir como una ilustración del modo en que intervienen los elementos técnicos y económicos en la definición de lo que entendemos por reservas en un sentido económico. Según **Schmidt y Harbert, (1998)**, para obtener el hierro, son indispensables tres elementos, mineral de hierro, como materia prima, carbón, como fuente de energía, y arena, para remover impurezas. El mineral de hierro contiene óxidos muy estables; sólo la aplicación de altas temperaturas en una atmósfera escasa de oxígeno puede separar el hierro. Los tres elementos son introducidos en un alto horno, en el que se fuerza la entrada de aire para elevar la temperatura hasta el punto en que el mineral se reduce junto con el carbón y se puede obtener el hierro del fondo del horno. El oxígeno del aire se consume en el proceso de combustión, produciendo la atmósfera adecuada.

Los primeros centros siderúrgicos de Pittsburg, en Estados Unidos, Manchester, en Inglaterra, y los de Alemania y Suecia, surgieron en lugares donde los tres



ingredientes se encontraban juntos o en sus proximidades. Las disponibilidades locales fueron consumidas rápidamente y el mineral hubo de ser importado de otras regiones, como las planicies de Mesabi en Minesota, de donde se obtuvo el 60% del mineral de hierro utilizado por los aliados en la segunda guerra mundial. Estos depósitos contenían una mayor concentración de hierro, hasta del 50%, de modo que pudieron ser utilizados rentablemente, a pesar de los costes de transporte de la época. Sin embargo, ya en 1908, el siderúrgico Andrew Carnegie, alertó que tales depósitos de alta calidad estaban al borde del agotamiento. La inminencia de la escasez de hierro de los primeros años de la postguerra se superó con el descubrimiento de depósitos de taconita, un mineral de hierro que, a pesar de su bajo contenido de hierro, puede ser objeto de un tratamiento especial que aumenta su concentración desde niveles inferiores al 20% hasta más del 60%. Estos materiales mejorados aumentaron de tal modo la eficiencia de la industria siderúrgica que compensaron sobradamente los aumentos de costes debidos a la escasez del material original. Debido al desarrollo de estas técnicas de concentración, las reservas de mineral de hierro crecieron notablemente, y fueron un elemento esencial en el mantenimiento durante décadas de los bajos precios del hierro.

De lo expuesto anteriormente por **Schmidt y Harbert, (1998)**, se deduce que, aparte de una medida exclusivamente física, las reservas deben medirse en función de nuestro grado de conocimiento sobre la cantidad y calidad de las mismas. Realmente, en general nuestras certezas se reducen a una estimación global de la cantidad total de cada mineral existente en la corteza terrestre. Así, por ejemplo, en función de la composición de la corteza terrestre, podemos deducir que en la tierra quedan aun 11.000 billones de toneladas de cobre sin explotar, que en el caso de poder explotarlas, permitirían satisfacer cualquier demanda previsible durante varios millones de años. La anterior es una medida del recurso, o de las reservas potenciales. Sin embargo, la abundancia física tiene poco que ver con la abundancia económica. Por el contrario, los depósitos de cobre de alta concentración son terriblemente escasos y, según datos de 1992, las reservas de cobre alcanzaban los 550 millones de toneladas, que según la Tabla 2.1, suponen un 80% más que en 1970, indicando que con los precios actuales y con nuestros conocimientos tecnológicos, sólo podemos obtener una de cada 22 millones de las partículas de cobre existentes en el planeta.



Schurr y Netschert, (1966) elaboraron un sistema de clasificación que distingue entre reservas, recursos y recursos base, entendiéndose por recurso base el referido a la suma total de elementos, minerales o fuentes energéticas, existentes en la corteza terrestre. Es una medida de disponibilidad de minerales puramente física, enormemente amplia. Sirva como ejemplo que el U.S. Geological Survey ha estimado los recursos base de cobre en $1,5 \times 10^{15}$ toneladas, volumen que a los ritmos actuales de explotación, garantizaría el abastecimiento por lo menos para otros 200 millones de años. Obviamente, dicha cifra carece de valor práctico, dado que la mayoría de la mayoría de dichos recursos cupríferos o están en lugares inaccesibles o sus procesos extractivos y de concentración son demasiado complejos y lógicamente caros.

A efectos prácticos y como primera aproximación, interesan aquellos elementos que están por encima del límite mineralógico y que, de acuerdo con la clasificación establecida por **Schurr y Netschert, (1966)** son calificados como recursos, obteniéndose así una masa de recursos minerales, algunos de los cuales se conocen con cierto detalle, mientras que otros se calculan por métodos científicos o se supone su existencia gracias a los conocimientos geológicos disponibles en determinadas zonas.

La segunda aproximación consiste en separar los recursos entre aquellos que han sido positivamente identificados y los no identificados o no descubiertos aún. Esta distinción se muestra gráficamente con un rectángulo que representaría la totalidad de los recursos identificados y no identificados, conocido como la Caja de Mckelvey, estableciendo una clasificación de los recursos no renovables. Dicha clasificación es un avance de la clasificación de **Schurr y Netschert, (1966)**, distinguiendo entre reservas probadas, probables y posibles, y entre recursos recuperables, paramarginales y submarginales.

La clasificación de **Mckelvey, (1972)** deja fuera todos aquellos recursos que no son reservas y recursos, a fin de obtener una mayor precisión de lo que realmente es conocido y asequible. Por otra parte, llega a precisiones más convenientes para el uso práctico al englobar bajo el concepto de factibilidad o viabilidad los efectos

tecnológicos de precio y costos, sin desarrollar ampliamente las implicaciones de cada uno de estos factores, o la forma de cómo ellos se interrelacionan.

Los recursos identificados, suelen a su vez dividirse según la exactitud del conocimiento sobre sus características y volúmenes. **Leith, (1933)**, elaboró una clasificación en términos de recursos probables y posibles. Esta clasificación fue reemplazada por **Blondell y Lasky (1956)** y posteriormente adoptados por la U.S.B.M. y el U.S. Geological Survey. Sus conceptos se basaban en el conocimiento de las dimensiones del cuerpo mineralizado.

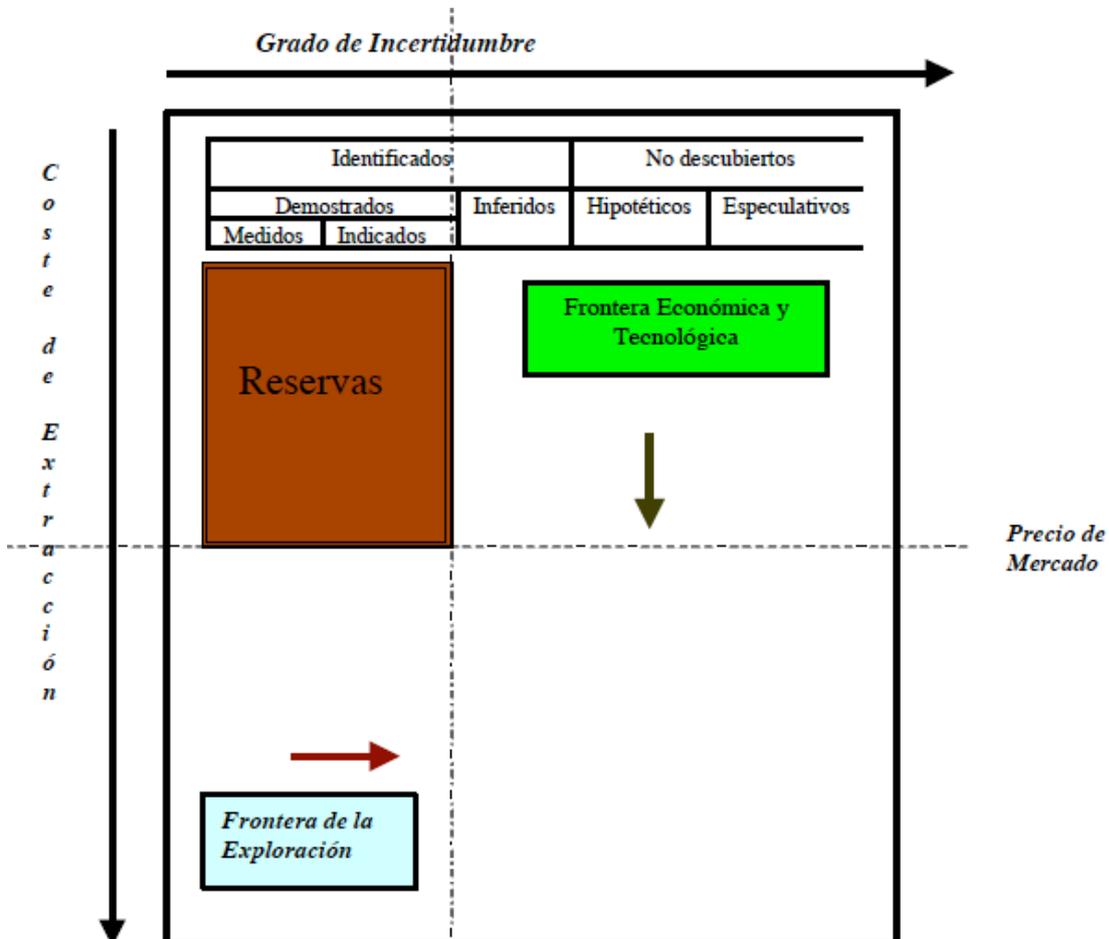


Figura 2.1: La Caja de McKelvey: Clasificación de los recursos no renovables.

En la figura 2.1 diseñada por **McKelvey, (1972)**, ilustra nuestro conocimiento sobre las reservas disponibles. El eje superior presenta algunos conceptos útiles para definir



nuestro grado de conocimiento sobre los recursos de un mineral hipotético. Por lo tanto, resulta de vital importancia establecer una clara distinción entre las reservas probadas de un mineral, definidas por **US Bureau of Mines and the Geological Survey, (1976)**, como los depósitos específicos de mineral, cuya localización, cantidad y calidad son conocidos a través de evidencias geológicas apoyadas por medidas de ingeniería, por las reservas probables o inferidas, y por aquellas aun no descubiertas.

Dentro de las reservas no descubiertas podemos distinguir entre las hipotéticas y las especulativas. Las primeras son las reservas que se pueden esperar que existan en una zona cuyas condiciones geológicas son conocidas. Las segundas, se refieren a reservas no descubiertas en zonas con condiciones geológicas favorables, donde no se ha efectuado ningún descubrimiento o en tipos de depósitos que están pendientes de reconocimiento. Lo importante, es que, aunque los recursos disponibles son fijos, la frontera entre las reservas probadas, las probables y las no descubiertas cambia con el paso del tiempo, desplazándose hacia la derecha en el diagrama, con cada descubrimiento nuevo en la exploración.

2º. La Tecnología, es decir, la capacidad tecnológica de que disponemos para utilizar productivamente tales reservas.

Además de la información disponible, a la hora de definir las reservas también es importante tener en cuenta la capacidad tecnológica de que disponemos para producir bienestar a partir de los recursos no renovables. Dicha capacidad depende esencialmente de la tecnología disponible para explotar, utilizar y reciclar los materiales que obtenemos de la corteza terrestre. Las innovaciones, impulsadas por la escasez y por los aumentos de precios que ésta conlleva, permiten aumentar gradualmente las reservas disponibles.

Según **Daly, (1987)**, el progreso técnico puede asumir múltiples formas, dependiendo fundamentalmente del punto de vista en el ciclo vital de los minerales en los que se produzcan innovaciones tecnológicas. Así, la tecnología puede mejorar en la fase de exploración, extracción, transporte, producción, consumo, o reciclado de materiales.

Con respecto a la exploración, nuestro conocimiento sobre cómo se forman los



depósitos de minerales ha afectado fuertemente al modo en que buscamos un ambiente favorable a la mineralización. Así, los avances recientes en el conocimiento científico sobre cómo y donde se forman los depósitos de minerales, han dado a los geólogos las herramientas intelectuales que no tuvieron sus predecesores. Es decir, los avances teóricos y técnicos en la geoquímica y la geofísica han permitido acotar y centrar las tareas de búsqueda. Los depósitos de minerales ocupan menos del 1% de la superficie de la tierra. Para **Christensen, (1989)**, se deben sopesar los beneficios de la nueva información obtenida con la exploración, con los costes de los recursos y de los usos alternativos de las tierras asignadas a la explotación minera.

La escasez, y el aumento de los precios que esta conlleva, produce los incentivos necesarios para investigar y desarrollar las tecnologías de extracción de minerales. Así, podemos observar que la concentración mínima requerida para la explotación rentable de un depósito de mineral de cobre cayó desde un 3% en 1880 hasta el 0.5% en 1960 y al 0.1% en 1985. Del mismo modo, hace sólo veinte años el factor de recuperación de los yacimientos de petróleo, es decir, la cantidad que puede extraerse rentablemente de un pozo, era de un 30 por ciento; hoy en día el promedio ronda el 45% y es probable que continúe aumentando en los próximos años. Todo esto ha traído como consecuencia un aumento efectivo de las reservas de cobre y de petróleo.

La escasez también está relacionada con las tecnologías de procesamiento de los materiales obtenidos de la naturaleza. La mayor parte de los minerales y recursos energéticos son sólo materias primas para la elaboración de materiales más complejos que sirven para el consumo o para la producción de otros bienes. Así, el hierro se utiliza en la producción de acero, y el petróleo crudo para la obtención de gasolina. En este proceso de tratamiento secundario existen también importantes posibilidades para el progreso técnico y, en consecuencia, para la conservación de los recursos remanentes.

Ninguna de las técnicas utilizadas a partir de la obtención del crudo del subsuelo, hace más abundante el petróleo en la naturaleza, pero sí lo hacen menos escaso para la sociedad; es decir, aumentan el nivel de bienestar que podemos obtener de la misma cantidad de petróleo crudo. Para **Solow and Wan, (1976)**, en la definición de lo que



consideramos escaso o abundante, no debemos olvidar, que al menos en las sociedades modernas de mercado, la producción y comercialización de las materias primas depende en última instancia de la oferta y la demanda de los bienes para cuya elaboración estos sirven.

Sin embargo, insisten **Solow and Wan, (1976)**, en que al mismo tiempo que crece la demanda, también lo hace la tecnología de su utilización, y por ello las reservas económicamente explotables de petróleo no han dejado de aumentar guiadas por la exploración, el descubrimiento de nuevas tecnologías y la sustitución de materiales.

3º. Los Costes de Explotación y Precios de Mercado, es decir, el valor que tales reservas tienen para el sistema económico.

En definitiva, tanto la información disponible como las posibilidades tecnológicas de explotar y utilizar las reservas, se deberán reflejar en los costes de producción y en los precios de los distintos recursos.

A medida que las empresas se ven forzadas a explotar materiales de menor concentración, más alejados de la superficie o en entornos más inhóspitos, los efectos del agotamiento de los recursos, repercutirán en un aumento de los costes de extracción y de los precios de los mismos. Sin embargo, como hemos visto, estos efectos pueden verse compensados por otros factores positivos. Las compañías extractoras añadirán esfuerzos de exploración y descubrimiento y los avances tecnológicos permitirán que tales materiales sean utilizables (mediante técnicas más sofisticadas de minería o nuevos métodos de procesamiento que aumenten la calidad económica de los materiales). Adicionalmente, el mercado reaccionará al aumento de los precios mediante la búsqueda y el desarrollo de bienes sustitutivos (nuevos materiales, o nuevos usos para los materiales disponibles), un uso más eficiente de los recursos o actividades de reciclado.

En general, cuanto más elevado sea el precio de mercado mayor será el volumen de las reservas.



Todas estas ideas pueden resumirse en la figura 2.1 de **McKelvey, (1972)**, en la que se presentan los elementos básicos de la teoría económica de la escasez que hemos desarrollado en este apartado. El diagrama es una adaptación de la llamada **Caja de McKelvey**, utilizada para clarificar la distinción existente entre reservas y recursos. Si los recursos son una medida física de las potenciales reservas remanentes, las reservas son una medida social que depende de nuestro grado de conocimiento (representado por la flecha superior) y de la viabilidad económica de explotación de los distintos yacimientos (representados por la flecha vertical). El propósito fundamental del sistema de McKelvey es ordenar todos los elementos necesarios para la planificación a largo plazo de la utilización de los recursos no renovables, teniendo en cuenta la evolución de los precios, las probabilidades de nuevos descubrimientos, etc. Así, tanto las reservas como los recursos son reestimados continuamente a la luz de nuevas evidencias geológicas, del progreso tecnológico, de la extracción de reservas y de las circunstancias económicas y políticas. Todas las divisiones interiores de la caja de McKelvey, son móviles y su dinámica debe explicarse a la luz de las cambiantes condiciones económicas y políticas.

4. Una Visión de Conjunto

En este apartado hemos avanzado desde un punto de vista pesimista, que ilustramos con algunas de las conclusiones del Club de Roma, hasta otro que puede servir para albergar un cierto optimismo. A efectos prácticos, resulta más interesante entender que es la escasez que en encontrar una forma de medirla y predecirla con precisión, dada su enorme complejidad. Para ello se requiere el empleo de las ciencias físicas y saber cómo se adapta la sociedad a lo largo del tiempo. Relacionar el stock de los recursos no renovables con el uso de los mismos (teniendo en cuenta el crecimiento demográfico, el progreso técnico, las expectativas económicas y sociales, etc.) es y será una tarea llena de incertidumbres. **Hanley, et al. (1996)** propone una discusión sobre las distintas alternativas que ofrece la teoría económica para medir la escasez, véase, por ejemplo.

Sin embargo, hay que mencionar algunos motivos de cautela que deben prevenirnos contra el peligro de llevar demasiado lejos el optimismo de nuestro esquema de



análisis. La caja de McKelvey ordena la información disponible, permite analizar con una cierta lógica lo que ha ocurrido en el pasado y da algunas pistas sobre lo que ocurrirá en el futuro, tal como comenta **Gómez, (1998)**. No obstante, este esquema tiene unas pretensiones limitadas de previsión del futuro. El relativo éxito pasado no es una garantía para el futuro. Afirman **Aguado y Rodríguez, (2007)**, que no podemos asumir que en el futuro el progreso técnico se producirá al mismo ritmo que en el pasado, o que todos los problemas de escasez y las respuestas de la sociedad se articularán en los años venideros tan armónicamente que no existirán desabastecimientos de materiales y energía o severos problemas ambientales.

Veamos algunos motivos de incertidumbre. Por ejemplo, algunos autores (**Harris y Skinner, 1982; Anderson, 1985**) han propuesto el concepto de umbral mineralógico para indicar un punto, a partir del cual un mineral existe en concentraciones tan pequeñas que hacen imposible su extracción. La mayor parte de los minerales existe en forma de silicatos en la piedra común, y sólo alrededor de un 3% de la mayoría de ellos existe en concentraciones importantes en forma de óxidos, sulfuros o carbonatos. Para algunos minerales, existen muy pocos depósitos con concentraciones importantes.

Por ejemplo, la concentración media de plomo en la corteza terrestre es de 0,001%, pero las técnicas de minería disponibles sólo permiten obtener plomo de minerales con una concentración entre el 2 y el 20%; estos depósitos son escasos y, una vez que se hayan agotado, será necesaria una modificación radical en las tecnologías de extracción obligando a la extracción de plomo de la piedra común (lo que permitirá obtener muchos otros minerales como subproductos). A este tipo de minerales, abundantes pero altamente dispersos, se le denomina geoquímicamente escasos y a esa categoría pertenecen, aparte del plomo, el cobre, el oro y el mercurio.

A diferencia de otros minerales geoquímicamente abundantes, en este caso, el progreso gradual de la tecnología no garantiza un aumento de las reservas aprovechables.



1.2.3. Modelo de análisis

No cabe duda que la cuestión fundamental en la economía de los recursos no renovables es dar respuesta a: ¿cuál es el ritmo óptimo al que deben explotarse los recursos no renovables? o, lo que viene a ser lo mismo, ¿qué cantidad debe permanecer en el subsuelo como reserva para usos futuros?. Esta pregunta lleva a otra, equivalente: ¿cuál es el precio al que deben venderse las unidades de cada recurso y cómo debe variar este precio a lo largo del tiempo?. Estas cuestiones son claramente normativas; lo que nos interesa es saber el cómo deben usarse los recursos y, una vez que tengamos una respuesta clara a esta pregunta, podremos juzgar el comportamiento de la economía de mercado y valorar los problemas que ocasionan las distintas estructuras de derechos de propiedad, **Binder, K. G. (2001)**. A continuación, analizaremos en primer lugar, el modelo básico de gestión de los recursos naturales utilizando los conceptos de eficiencia estática y dinámica.

1.2.3.1. Principios básicos

A diferencia de otros sectores productivos, en la extracción de minerales, la producción en un momento dado no es independiente de la producción que hubo en el pasado ni de la que habrá en el futuro. Por diversas razones, en las decisiones de extraer minerales o recursos energéticos no renovables, según aprecia **Authy, (1993)**, es necesario tener en cuenta la estrecha interrelación entre las decisiones pasadas, las decisiones presentes y las posibilidades que dejamos abiertas para el futuro.

El coste actual de extraer una unidad, depende no sólo del uso de factores productivos, como el trabajo y la energía, y de sus precios, sino también de las extracciones realizadas en el pasado y del impacto de estas en la rentabilidad actual de los depósitos de minerales.

Del mismo modo, las decisiones actuales de extracción dependen de las que se hayan tomado en el pasado, así como de las expectativas sobre los costes y los precios futuros. La tasa actual de extracción, afirma **Castellano, (1997)**, afectará sobre la



cantidad que podrá obtenerse en el futuro, y no sólo porque de ella dependerán las reservas remanentes en cada depósito, sino también porque el ritmo de disminución actual de las reservas, puede ser un incentivo para aumentar la exploración y el desarrollo de actividades que pueden llevar a un aumento en el nivel de reservas futuro.

Además, para un nivel dado de reservas conocidas en la actualidad, la decisión de explotar los depósitos con menores costes de extracción, dejará sólo depósitos con costes más elevados de extracción para el futuro y de igual modo, concluye **Castellano, (1997)**, la reducción del contenido de los grandes depósitos de mineral, y la tendencia a concentrar la exploración en los lugares más accesibles, y donde es más probable encontrar yacimientos más ricos, conducirá a un aumento de los costes de exploración en el futuro.

El modelo básico de análisis de la gestión de los recursos no renovables, desarrollado a continuación, pretende dar cuenta de estas complejas relaciones intertemporales, para resolver las preguntas básicas sobre el ritmo al que deben utilizarse las reservas de un recurso no renovable. Para ello concentraremos el análisis en un recurso concreto, del que conocemos las reservas disponibles en la actualidad y los usos del sistema productivo. De esta forma, nuestro problema se reduce a averiguar, en cada momento, cuánto se debe extraer y, en consecuencia, qué cantidad habrá de reservarse para los períodos futuros.

Estas decisiones dependen en primer lugar de la demanda existente en la economía del recurso en cuestión. Los recursos no renovables, comenta **Donald, (1979)**, son básicamente insumos productivos para la fabricación de otros bienes. Así, el mineral de hierro se demanda para producir acero, que luego es utilizado para la fabricación de distintas máquinas y utensilios. En consecuencia, sentencia **Donald, (1979)**, la demanda de recursos no renovables dependerá del valor de los bienes finales de consumo y de los servicios que se puedan obtener de ellos. Dada la tecnología de producción de acero, por ejemplo, se puede decir que la industria siderúrgica está dispuesta a adquirir una cantidad mayor de mineral en cuanto menor sea el precio al que pueda adquirirlo. Podemos admitir entonces que la función de demanda de



mineral se puede definir como una relación decreciente entre el precio de mercado y la cantidad que las empresas están dispuestas a comprar, tal como aparece en la siguiente figura ilustrada (figura 2.2).

Además de los motivos usuales para justificar la forma decreciente de la función de demanda, en el caso de los minerales existe un motivo adicional: el hecho de que a medida que el precio crece se hacen rentables los procesos de reciclado y, en consecuencia, el material utilizado se convierte gradualmente en un sustituto rentable de la materia prima original. Por ejemplo, según **Tietenberg, (1992)**, en 1987 el reciclado de botes de aluminio permitió ahorrar una cantidad de energía equivalente al consumo de seis meses de la ciudad de Nueva York, lo que fue posible por el aumento de los precios del mineral de hierro durante toda la década.

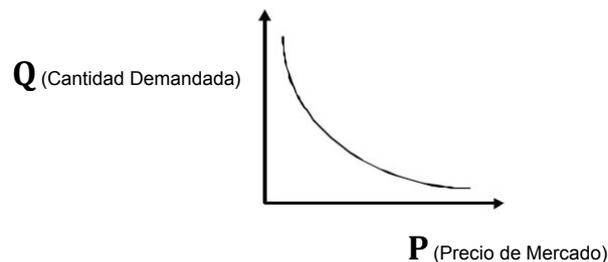


Figura 2.2: La Función de demanda de un mineral

La función de demanda nos permite explicar por qué razón, en un momento determinado es útil extraer minerales del suelo, pero no nos dice nada sobre el valor de las reservas que permanecen enterradas, ni sobre los motivos que llevan a sus propietarios a conservarlas.

Para **Freyman, (1974)**, la economía de los recursos naturales trata “los recursos en el suelo” como activos de capital para la sociedad. La sociedad en su conjunto tiene motivos para preservar gran parte de los recursos a la hora de satisfacer las demandas futuras. No obstante, en una sociedad de mercado, donde los yacimientos de minerales son en su gran mayoría de propiedad privada, estas decisiones de conservación corresponden a los propietarios particulares de cada veta o cada



yacimiento. Asegura **Freyman, (1974)**, que si las reservas en el suelo no produjeran ningún rendimiento, los propietarios de las mismas preferirían extraerlas en el menor tiempo posible para hacerse con unos beneficios que se puedan invertir en una actividad más rentable, en cambio, las cosas no ocurren de este modo; para los empresarios, y para la sociedad en su conjunto, esperar antes de agotar los recursos en el menor plazo posible, es una solución deseable y rentable.

Las razones y los incentivos que existen para esperar, son para **Herrera, (1974)**, el argumento central del modelo básico de gestión de los recursos no renovables. Veamos estos motivos suponiendo lógicamente que, el recurso en cuestión es de propiedad privada. Para su dueño, un pozo, una veta o un yacimiento es una inversión, un activo, que le proporciona beneficios, y, desde su punto de vista, para **Weinsten and Zeckhauser, (1975)**, lo compara a otras inversiones que proporcionan rendimientos financieros en la economía. Sin embargo, a diferencia de una máquina, o de otros activos, los recursos que permanecen enterrados no producen ningún ingreso mientras no se extraigan y se pongan a la venta. En una economía de mercado, sólo hay un motivo razonable para que el propietario de un depósito de mineral decida conservarlo, y es que dicho activo aumente de valor con el paso del tiempo. Con buen criterio, concluyen **Weinsten and Zeckhauser (1975)**, que el único motivo para mantener inexploradas la mayor parte de las reservas de recursos no renovables es que el rendimiento financiero que se puede obtener de ellas en el futuro, sea más alto que el que se puede obtener en la actualidad.

1.2.3.2. *Modelo básico*

Para simplificar el asunto, **Weinstein and Zeckhauser, (1974)**, parten de la suposición en que las reservas de mineral se pueden extraer sin ningún coste y que no es esperable el descubrimiento de nuevas reservas, ni el cambio en la demanda futura de minerales. En este caso, el único motivo para guardar reservas para el futuro, es la expectativa de que el precio de venta del mineral aumente.

La cantidad que los empresarios decidan extraer dependerá de las expectativas que



éstos tengan sobre el aumento de los precios. Pero tales expectativas están lejos de ser algo inmutable y, en cada momento, deben ser revisadas y corregidas en función de las decisiones que vayan tomando los demás empresarios y, en suma, de la evolución de mercado de minerales. Por ejemplo, supongamos que los empresarios esperan que el precio del mineral aumente muy poco, o no lo haga en absoluto, durante los próximos años. En ese caso, es lógico que muchos de ellos opten por extraer y vender cuánto antes todas sus reservas para trasladar su capital a una alternativa más prometedora. Sin embargo, esta decisión razonable no hará más que crear una situación en la que todos se verán forzados a modificar sus expectativas y sus decisiones presentes.

El aumento de la producción creará un exceso de oferta en el mercado, lo que hará disminuir momentáneamente los precios de venta del mineral, pero también hará previsible una escasez de minerales en los años siguientes, haciendo plausible un aumento futuro de los precios. Estos efectos, la disminución de los precios actuales, resultado de la sobreproducción, y el aumento esperable de los precios futuros, resultado de una mayor escasez, según explican **Barnett y Morse, (1963)**, restablecen los incentivos para conservar una mayor cantidad de minerales en el suelo y servirán para ajustar las pautas de extracción de recursos. En términos generales, podemos decir que la situación anterior será lo que ocurra cuando los empresarios esperen que el precio de los minerales crezca a un ritmo menor que el tipo de interés de la economía.

Pero **Weinstein and Zeckhauser, (1974)**, también pensaron en otro ejemplo completamente opuesto al anterior. Es decir, supongamos que los empresarios esperan que, debido al agotamiento pasado de los yacimientos conocidos, en el futuro los precios serán muy superiores a los actuales, en cuyo caso será lógica su decisión de esperar, conservando los minerales inexplorados para venderlos en el futuro con un margen mayor de beneficios. Sin embargo, al igual que en el caso anterior, estas decisiones no serán estables y el propio mercado se encargará de obligar a las empresas a revisarlas. Si se dejan muchas reservas para el futuro no será razonable esperar precios muy altos en los años subsiguientes; por otra parte, el mercado actual se verá desabastecido y, en consecuencia, el precio corriente de los minerales



aumentará. Al aumentar el precio actual y reducirse la expectativa de precios muy elevados en el futuro, se crearán nuevos incentivos para extraer una mayor cantidad de recursos en el momento actual. Esta situación será la que ocurra cuando los empresarios esperan, inicialmente, que el precio de los minerales crezca a un ritmo mayor que el tipo de interés de la economía.

Entre ambos casos extremos, hay una situación intermedia que se puede mantener en el tiempo, es decir, extraer cada año una cantidad suficiente para que los precios de mineral crezcan al mismo ritmo que el tipo de interés de la economía. Esta es la idea central de la llamada *Regla de Hotelling*, **Hotelling, (1931)**: según esta regla, la pauta óptima de explotación de un recurso natural se caracteriza porque, a lo largo del tiempo, el beneficio marginal que se puede obtener con la extracción y venta del recurso debe crecer al mismo ritmo que el tipo de interés. En nuestro modelo simple, como los costes de extracción son nulos, el beneficio es igual al precio de venta.

Apoyándonos en la figura 2.3, podemos ver algunas de las consecuencias más generales de la *Regla de Hotelling*, a fin de aclarar su significado.

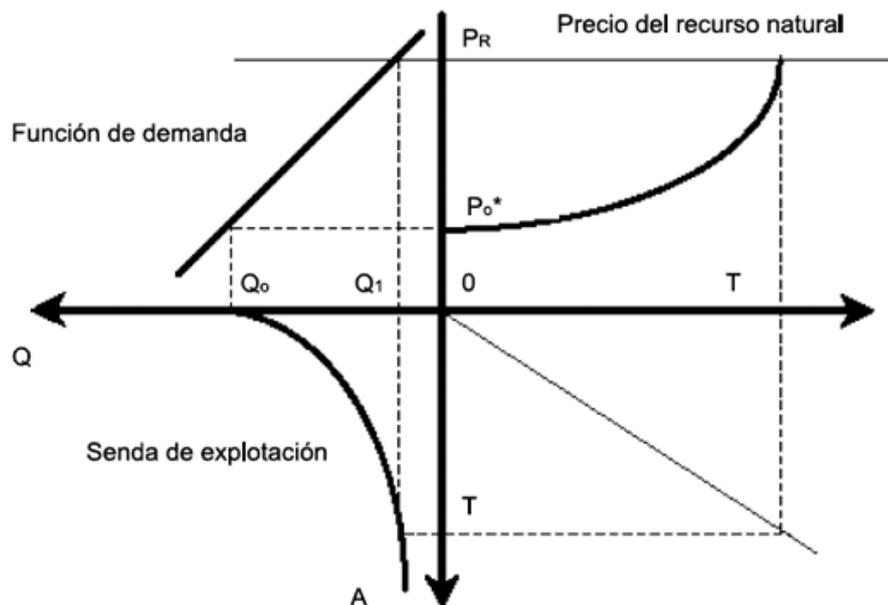




Figura 2.3: La Regla de Hotelling: El modelo básico de la gestión de recursos no renovables

De acuerdo con la curva de demanda, **Pearce y Turner, (1995)**, comentan con buen criterio, que el único modo de conseguir que el precio del mineral aumente es disminuyendo la cantidad que se extrae año tras año y por eso la *Regla de Hotelling*, también significa que, con nuestros supuestos restrictivos que luego matizaremos, la cantidad de mineral que se extrae cada año es menor que la del año anterior. Esto se ha ilustrado en la figura 2.3, en la que se relacionan tres elementos fundamentales para entender la pauta de explotación de un recurso no renovable en una economía de mercado: en primer lugar la demanda del recurso (a); en segundo lugar, la pauta de crecimiento de los precios, de acuerdo con la *Regla de Hotelling* (b) y, en tercer lugar, los dos elementos anteriores (c) donde se representa la pauta de extracción decreciente a lo largo del tiempo. En resumen, **Solow, (1974)**, considera que en la optimización de la extracción de recursos, a medida que el precio aumenta, la cantidad demandada disminuye gradualmente y, con ella, disminuye la cantidad de material que se extrae del suelo. Completamos ahora el modelo básico con dos elementos importantes, la posibilidad de que en el futuro podamos prescindir de un recurso no renovable concreto y el volumen total de reservas que podemos explotar del mismo.

Con respecto a lo primero, los conocimientos tecnológicos de que disponemos permiten pensar que, si el precio de mercado es suficientemente alto, algunos de los recursos que hoy nos parecen esenciales para el funcionamiento normal de la economía podrían dejar de serlo. Esto se debe a que existen tecnologías que permitirían satisfacer las demandas de la sociedad de un modo más adecuado utilizando algún recurso alternativo. Por ejemplo, distintos estudios realizados en los años 70, según **Hubbert, (1956)**, revelan que si en el futuro los precios del petróleo superan establemente los 30 dólares por barril, será económicamente viable obtener la gasolina a partir de esquistos o de la licuefacción del carbón, recursos más abundantes que los yacimientos conocidos de crudo. También, en ese escenario es posible pensar que pueda generalizarse el uso de los coches propulsados por otra fuente de energía, como la eléctrica, obtenida tal vez de fuentes renovables.



Un caso similar es el de los minerales escasos en altas concentraciones. Por ejemplo, **Vial, J. (1989)**, estiman que los depósitos con alto contenido de cobre están relativamente agotados, de forma que si el precio de este mineral creciera suficientemente, en el futuro se haría rentable obtener este recurso a partir de la piedra común, un recurso evidentemente abundante, en el que el cobre se encuentra atrapado en concentraciones muy pequeñas.

Estos procesos de producción, que permiten prescindir definitivamente de un recurso natural se conocen como tecnologías de reemplazo. Muchas de ellas son conocidas y han superado los estudios de prueba necesarios para su puesta a punto. Varias energías renovables entran en esta categoría, y otras opciones parecidas fueron ya ejercidas por la sociedad en el pasado, como la sustitución del caucho por las fibras sintéticas o de los abonos naturales por los fertilizantes químicos.

En el modelo simple de análisis, la tecnología de reemplazo se puede representar a través de un precio, suficientemente alto, que haría cero la demanda del mineral en cuestión, tal como se representa en el apartado (a) de la figura 2.3. Este precio, en términos prácticos, representa un umbral, a partir del cual, el depósito de mineral deja de tener valor para su propietario. Una vez que se active y se generalice la tecnología de reemplazo, dejarán de tener valor los recursos que no se hayan explotado, lo cual nos permite matizar el primer resultado de la *Regla de Hotelling*. Al respecto, **Solow, (1974)**, hace una apreciación, por la que los precios del mineral deberán crecer al ritmo marcado por la tasa de interés, debiéndose aproximar al precio de la tecnología de reemplazo a medida que las reservas remanentes se vayan aproximando a cero.

El modelo de Hotelling, pretende mostrarnos la pauta óptima de extracción de un recurso natural durante toda su vida útil, es decir, durante todo el período de tiempo en que tal recurso es utilizado por la economía. La duración de ese período de tiempo, estará determinado, aparte de por la demanda y la tecnología de explotación, por la cantidad de reservas disponibles. Estas reservas serán iguales a la suma de todas las cantidades que se extraigan desde el momento actual hasta el momento en que la sociedad pueda prescindir del recurso, lo que se representa mediante el área sombreada del apartado (c) de la figura 2.3.



Ya tenemos completo el modelo de análisis de la gestión económica de los recursos naturales. Si contásemos con toda la información necesaria, podríamos afirmar que, a medida que se utiliza un recurso no renovable, los precios deben crecer al ritmo de la tasa de descuento, reflejando la escasez cada vez mayor. Al mismo tiempo, la tasa de extracción debe disminuir a medida que el recurso se agota y su precio converge a aquel que permite la transición suave a una nueva tecnología que permita prescindir del mismo.

1.2.3.3. *Análisis del modelo básico*

Según **Gray, (1914)**, en mercados competitivos y agentes con expectativas racionales, un minero que maximice su valor presente neto debe distribuir la extracción del recurso en el tiempo, de tal forma que las rentas obtenidas crezcan a la tasa de interés del mercado. Este resultado implicó reconocer un costo adicional sobre los costos de extracción y procesamiento, llamado el costo de oportunidad del agotamiento o “costo de uso”; también mostró que el costo de uso de las futuras generaciones no se reflejaba en las decisiones de extracción actuales. En 1925, Jhon Ise³ concluyó que el comportamiento de la renta de un recurso era sensible a los precios de los sustitutos y a otros factores económicos exógenos. La propuesta de Gray fue ampliada por **Hotelling, (1931)** al total de la economía, demostrando que en un mundo de mercado y con expectativas racionales, el precio de un recurso no renovable debería incrementarse a la tasa de interés y que las trayectorias de los precios óptimos, sociales y privados, deben coincidir.

Para elaborar del modelo básico **Gómez, (1998)** establece algunos supuestos restrictivos y poco realistas, especialmente en un período de análisis tan dilatado como el tiempo que la humanidad tardará en extraer la última partícula de hierro o quemar el último barril de petróleo. En primera instancia, supone que no existen costes de explotación, que la demanda actual y futura de minerales se representa con una curva estable en el tiempo, y que el tipo de interés, o la tasa de descuento, son están en equilibrio. A continuación, implícitamente, supone que existe un mercado de



competencia perfecta, lo que excluye los monopolios y cualquier otra barrera al comercio. Finalmente, cuenta con toda la información sobre la cantidad de reservas disponibles, y sobre las tecnologías de explotación, de uso, y de remplazo del recurso no renovable. Todos los supuestos mencionados nos permiten obtener una respuesta relativamente simple a cerca del ritmo al cual se debe agotar un recurso no renovable y, en particular, el supuesto de información completa, permitirá deducir cuánto se debe consumir anualmente y al precio al que se deben vender los recursos en el mercado desde el momento actual hasta su extinción.

El modelo de análisis inspirado en la regla de Hotelling es el pilar central de la economía de los recursos naturales. Este modelo ha servido también como punto de referencia para el análisis de diversos estudios a cerca del modo en que la sociedad irá respondiendo a los desafíos cada vez mayores que suponen el agotamiento de los recursos no renovables. Un ejemplo clásico, de este tipo de trabajos es el elaborado por **Gordon, Koopmans, Nordhaus, y Skinner, (1987)**, por encargo del gobierno de los Estados Unidos sobre el modo en que la sociedad reaccionará en el futuro a la escasez de cobre. Su modelo, inspirado en el marco teórico de Hotelling, considera la evolución previsible de la demanda de cobre, sus posibilidades de sustitución y estima como se satisfará la oferta futura con producción nueva y reciclado. Así, han establecido las siguientes conclusiones:

1. La tasa de extracción de cobre crecerá durante los próximos cien años, alcanzando su máximo cerca del año 2100, año a partir del cual comenzará a disminuir gradualmente. Tal máximo será alrededor de 8 veces mayor que el actual nivel de extracción.
2. Los minerales de cobre estarán virtualmente extinguidos hacia el año 2070. A partir de allí el cobre se obtendría de rocas con una concentración máxima del 0,05%. Una vez que el cobre se obtenga de las rocas, su escasez intrínseca desaparecerá. El cobre será muy caro, pero ya no será escaso en el mismo sentido que un recurso agotable.
3. Con el paso del tiempo los servicios que históricamente ha prestado el cobre, serán cubiertos progresivamente por una gama creciente de materiales sustitutivos como el aluminio, el titanio, el acero, los plásticos y el vidrio. A finales del siglo XXI, solo sobrevivirá un puñado de los usos actuales.



4. El reciclado se convertirá en un gran negocio. A mediados del próximo siglo, virtualmente todo el cobre disponible de deshecho será recuperado y reutilizado.
5. El precio del cobre crecerá exponencialmente durante el próximo siglo, desde los 2 hasta los 120 dólares por kilogramo cuando los recursos de reemplazo (la roca común) entre en escena; a partir de allí los precios permanecerán estables en términos reales.

Sería ingenuo no reconocer que estos supuestos son equivocados. Sin embargo, la utilidad de este modelo no consiste en representar de un modo fiel la realidad en que vivimos, sino en proporcionar una herramienta básica de análisis que, al mismo tiempo que nos ofrece respuestas simples, podemos ampliar en muchas direcciones introduciendo todas las complicaciones que hemos mencionado y para las que existen respuestas en los textos más avanzados sobre la materia. **Lewis, (1977)**, propone que la respuesta que nuestra sociedad puede dar al problema del agotamiento de los recursos naturales dependerá necesariamente de la información disponible en la actualidad. Esto significa, puntualiza **Krautkraemer, (1985)**, que nuestras previsiones sobre el agotamiento de un recurso no renovable deben ser revisadas permanentemente cada vez que dicha información cambie. Por ese motivo, la eficiencia que hemos definido es asombrosamente vulnerable a cualquier cambio en las condiciones de partida, por ejemplo, en el volumen de reservas conocidas, en la demanda de minerales, o en las tecnologías de reemplazo. A modo de ilustración veamos lo que ocurre en el tercero de los casos mencionados.

Supongamos que se produce un descubrimiento nuevo que permite encontrar un modo de sustituir la gasolina como combustible de los automóviles y que, aunque resulta más caro que el precio actual de la gasolina en el mercado, es más barato que obtener el mismo combustible con las técnicas conocidas de licuefacción de carbón.

En otras palabras, ya no será necesario que el precio del barril de petróleo aumente hasta los treinta dólares para que decidamos masivamente cambiar de combustible. ¿Qué consecuencias tendrá esta circunstancia sobre las reservas y la extracción de petróleo?. La primera consecuencia es que, aunque la cantidad física de petróleo en el



subsuelo sea la misma que antes, el petróleo será ahora un recurso menos escaso que antes; las posibilidades efectivas de mantener nuestro bienestar prescindiendo del petróleo son ahora mayores que antes.

Esto tendrá necesariamente consecuencias que afectarán a los precios del barril de petróleo. De mantenerse el crecimiento actual de los precios, se alcanzará antes el momento en que no lo demandaremos para producir gasolina y, llegado ese momento, quedarán en el suelo reservas sin explotar que carecerán de valor para los propietarios de los pozos petroleros.

Por esa razón todas las previsiones deberán revisarse, será necesario acelerar el ritmo de extracción, lo que conducirá a una revisión de los precios actuales y futuros, y probablemente se reducirá también la vida útil del petróleo.

El ejemplo sólo pretende ilustrar una característica de la regla de Hotelling, la senda de explotación de un recurso no renovable cambia con cada circunstancia nueva y debe ser revisada con cada descubrimiento de nuevas reservas, de nuevas tecnologías, o con cada cambio en la demanda total.

1.3. Conclusiones

Hemos desarrollado los principios económicos básicos de la gestión de los recursos no renovables. Aparte de una caracterización de tales recursos y de una presentación de su importancia para el presente y el futuro de la economía hemos dedicado especial atención al problema de la escasez insistiendo en que ésta debe ser vista como un problema económico más que como la consecuencia del agotamiento físico de los yacimientos disponibles y conocidos. Posteriormente, hemos presentado el modelo básico que permite dar una respuesta sobre el ritmo al cual debemos agotar los recursos no renovables.

Finalmente, vale la pena insistir en que todas nuestras respuestas son tan buenas como la información de que disponemos. Esto es especialmente importante si



tenemos en cuenta que nos movemos en un mundo donde las incertidumbres juegan un papel importante. El panorama que se adivinaba en los años 70, con proyecciones de un aumento constante de la demanda de minerales junto con una escasez inminente de los mismos, resultó excesivamente pesimista a la luz de la experiencia posterior. La economía fue capaz de transformar la penuria en abundancia y actualmente las reservas económicas de la mayoría de los recursos son mayores y sus precios, en términos reales, más bajos. Sin embargo, aunque en muchos casos relevantes es posible prever las opciones tecnológicas que utilizaremos en el futuro no podemos afirmar con certeza que la economía será capaz de responder ante cualquier forma de escasez futura (**Gordon, Koopmans, Nordhaus, y Skinner, 1987**).

Otra fuente de incertidumbre está en la casi imposibilidad de prever importantes descubrimientos futuros de nuevos yacimientos. Las técnicas de exploración se han desarrollado hasta el punto en que la mayor parte de los depósitos de mineral de alta calidad han sido localizados en la mayor parte del planeta. Algunos observadores conocidos son pesimistas sobre la posibilidad de cambios en los depósitos conocidos de minerales, y creen que los principales cambios deberán ser de carácter económico y tecnológico.

Aunque la prudencia desaconseja hacer previsiones más allá de un par de décadas en el futuro, sí existen algunas cautelas importantes que deben tenerse en cuenta.

Aun existen regiones en el mundo con escaso o nulo desarrollo de actividades extractivas.

Esto es cierto especialmente en las regiones polares. Gradualmente, los avances técnicos han hecho posible operar en las costas heladas de Canadá, Siberia y la Antártida, donde existen importantes depósitos y no es improbable que se concentren actividades de exploración. Los fondos oceánicos también son objeto de una atención cada vez mayor. Una gran parte del suelo del Océano Pacífico está cubierta por nódulos de manganeso y óxidos de hierro así como de otros recursos escasos como el cobre, níquel, que ya fueron descubiertos desde la expedición del Challenger, el primer buque de investigación, en 1870. Las exploraciones desarrolladas revelan que



las reservas de tales recursos pueden superar las que aun se encuentran en las plataformas continentales. No obstante, la explotación de nuevos yacimientos supone nuevos retos para la sociedad. ¿Cuáles son los efectos que esto tendrá sobre la vida marina?, ¿quién tiene el derecho a tales recursos? ¿cuáles serán sus efectos ambientales?.

Aunque conocemos las posibilidades de sustitución de distintos materiales y es previsible que éstas entren en funcionamiento a medida que se agoten las reservas de alta concentración de los recursos que actualmente utilizamos, también existen importantes incertidumbres sobre algunos materiales (**Sachs and Warner, 1995**). Por ejemplo, no hay un material conocido tan resistente como el titanio que pueda sustituirle en la producción de motores de aviones; ni hay sustitutos para el cobalto en la producción de carburos cementados para herramientas o para el germanio en la producción de aparatos ópticos de infrarrojos.

Otra fuente de incertidumbre se puede encontrar en el uso de la energía.

Evidentemente, a medida que nos vemos forzados a utilizar minerales de menor concentración, el uso de energía por unidad de producto deberá crecer. La combinación del agotamiento paulatino de los recursos de mineral con precios crecientes de la energía podría tener efectos desastrosos para la economía. Este fenómeno es más acusado para los minerales geoquímicamente escasos ya que, una vez agotados los depósitos de alta concentración, el material deberá ser recuperado de minerales en los que el recurso se encuentra atrapado en muy pequeñas cantidades en la estructura atómica de los minerales. Por ejemplo, **Skinner, (1976)**, sugiere que la transición de depósitos en los que la concentración de cobre es de alrededor del 1 por mil a otros en los que el mismo material se encuentra sólo en un uno por diez mil exigirá la utilización de 2000 unidades térmicas de energía en lugar de sólo 188.

Con independencia de que las nuevas fuentes se desarrollen o no, el escenario más plausible para asegurar el abastecimiento futuro de materiales y energía es a través de sustitución y conservación.



2. RECICLAJE DE RESIDUOS METÁLICOS

2.1. Definiciones utilizadas en el reciclaje de metales

A fin de hacer más comprensible el presente contenido, se describen a continuación algunos términos empleados para describir materiales y operaciones en la industria de recuperación:

1. Generación de subproductos. Materiales recuperados y productos utilizados para diferentes propósitos.
2. Material de desecho. Residuos urbanos (ver más adelante) incluyendo coches abandonados y basura que se desecha de forma inadecuada.
3. Reciclaje directo. Por ejemplo una botella retornable. Una vez que una botella retornable ya no es apta para reutilizarse (ver más adelante), debe de limpiarse y romperse en trozos de vidrio, por ejemplo el cristal que es refundido en las cristalerías para fabricar nuevas botellas. Esto probablemente se aplica más a metales que a otro tipo de materiales. El papel y los plásticos son los dos mejores ejemplos debido al hecho de que ambos se degradan con calidad en continuo reprocesamiento.
4. Basura orgánica. Residuos orgánicos domésticos.
5. Chatarra. Inevitable residuo industrial generado al manufacturarse un determinado material.
6. Reciclaje indirecto. Por ejemplo la botella retornable. La mezcla de cristales de diferentes colores puede hacer el vidrio de desecho inadecuado para la fabricación de cristal sin un costoso proceso de clasificación. Podría, por ejemplo, utilizarse en la fabricación de pavimentos de carretera antideslizantes altamente resistentes y duraderos. Otros ejemplos serían la pirólisis y la incineración con recuperación de calor.
7. Chatarra obsoleta o de post-consumo. Aquella chatarra presentes en los productos desechados por el consumidor.
8. Chatarra industrial. Material de desecho de procesos de fabricación.



9. Recuperación. Recogida de materiales de desecho homogéneos o mixtos por parte de los comerciantes de chatarra para su posterior venta o reciclaje. Es el proceso de transformar productos considerados de desecho en productos destinados a un uso adicional.
10. Recuperación industrial. Recogida de materiales de desecho homogéneos para su reutilización dentro de una fábrica. Separación de los desechos en materiales y residuos.
11. Reciclaje. Proceso actual de reutilización de materiales de manera directa, indirecta o para la generación de energía. Material recuperado que se utiliza en la producción de más de un material similar.
12. Recursos. Depósitos minerales combustibles o no combustibles y otras entidades naturales como bosques, ríos y pozos geotérmicos.
13. Reservas. Es sólo aquella parte de los recursos que puede ser extraída y de la que se puede obtener un beneficio económico según los precios imperantes y las condiciones de mercado. En consecuencia, la cantidad de reservas está condicionada por la economía nacional. En condiciones económicas apropiadas, los desechos (como, por ejemplo, las basuras municipales) pueden ser consideradas como reservas.
14. Desechos. Residuos sólidos.
15. Reutilización. Producto recuperado que se utiliza para un propósito similar, como por ejemplo, la botella retornable. Es el sistema de reciclaje que menos energía y procesamiento necesita para poner de nuevo el artículo en uso.
16. Basura inorgánica. Residuos domésticos no orgánicos.
17. Objetos salvados. Extracción de desechos homogéneos de una mezcla de residuos.
18. Residuos urbanos. Todos los residuos recogidos por la autoridad local excepto las aguas residuales. Por ejemplo la basura doméstica, callejera u otro tipo de basura municipal o de comercios y tiendas.
19. Residuos. Todos aquellos que el productor considera más rentable descartarlos que utilizarlos, incluyendo los desechos agrícolas, del hogar, humanos e industriales.



20. Compostaje. Proceso de transformación de la materia orgánica para obtener compost, un abono natural.

2.2. Potencial de la recuperación de recursos

Desde su fundación en 1910, la USBM (Oficina de Minas del Departamento de Interior de los Estados Unidos), ha sido la organización que más ha investigado sobre la recuperación de recursos, considerando en este caso los desechos y residuos como recursos. Esta organización ayuda a la conservación y desarrollo de los recursos estadounidenses, donde una de las formas para la conservación de dichos recursos es la reutilización o el reciclaje de metales y minerales que ya han sido extraídos de la corteza terrestre. La USBM también ha jugado un papel primordial en el desarrollo tecnológico para cumplir con los Actos de Eliminación de Residuos Sólidos de 1965 y de Recuperación de Recursos de 1970.

Actualmente, los vertederos de basura representan minas que deberán ser explotadas en el futuro. Para **Vogler, (1981)**, esto es una demostración práctica de que es innecesario y posiblemente inapropiado dividir los productos primarios y secundarios de las materias primas. Es necesaria mucha menos energía de procesamiento para reciclar los constituyentes del mineral urbano que para obtenerlo en las mismas cantidades a partir de materias primas naturales. Advierte **Wilson, Velis y Cheeseman, (2006)**, que en contraste a muchos recursos naturales, el mineral urbano está creciendo en abundancia, calidad y variedad y es comparativamente más fácil de procesar, aunque por otro lado resulta muy costoso el tratar de eliminarlo a través de métodos convencionales. Muy posiblemente, la mayor desventaja de procesar mineral urbano es la calidad del producto final, debido a la dificultad que entraña el procesar una mezcla heterogénea. Muchos de los materiales que actualmente son recuperados, podrían sustituir a materias primas valiosas.

La eliminación de residuos sólidos resulta ser una operación cara, el coste estimado es de 30 a 100 \$ por tonelada. Propone **Ligue Pour la Propreté en Suisse (LPPS), (1991)**, que reciclando adecuadamente, es posible disminuir los residuos sólidos en



aproximadamente un 40%, y con aproximadamente una tonelada de residuos que se producen por hogar y año, ésta es sin duda una reducción enorme. Aseguran **Buenrostro, Bocco and Cram, (2001a)**, que solamente una cuarta parte del papel, el aluminio y el acero del mundo es recuperado actualmente para su reutilización. Resulta conveniente destacar, que a pesar de que no todos los derivados de un residuo pueden reciclarse, la cantidad de derivados que requieren ser eliminados se ve significativamente reducida.

En Inglaterra, de los 23 millones de toneladas de residuos sólidos municipales (MSW) por año de residuos sólidos municipales (MSW) generados, prácticamente su totalidad es eliminada por las autoridades locales. Es decir, del total de residuos generados, el 89% va a parar a los vertederos, el 9% es incinerado, el 0,5% se composta y el resto es regenerado.

Las conurbaciones industriales son los únicos lugares que tienden a utilizar la incineración, y los únicos materiales que son recuperados de forma significativa son los metales ferrosos. A pesar de esto, cerca de un millón de toneladas por año de chatarra ferrosa se pierde en MSW.

En 1974, el laboratorio Warren Spring estimó que el valor total de metales no ferrosos perdidos en MSW es del orden de 39 millones de libras.

En el año 1974, dentro de los 9 países de la CEE, el total de materiales disponibles para su recuperación estaba entre 10 y 20 millones de toneladas por año de MSW (disponibles = actualmente desechados como residuo, no recuperados en el presente y no desaparecidos en tal grado que hiciera imposible su recuperación).

En los Estados Unidos, son recogidas entre 120 y 130 millones de toneladas MSW cada año. En 1978 había 14 plantas de procesamiento de MSW destinadas al propósito de recuperación de recursos, y adicionalmente, otras 13 plantas en construcción. Esto era un claro indicio de que la recuperación de recursos a partir de los MSW era comercialmente viable. Afirma **BioCycle, (1993)**, que incluso si un proceso no da



como resultado un beneficio, las pérdidas derivadas de dicho proceso son menores que las derivadas de una eliminación directa del residuo.

2.3. Metales secundarios

Los metales han desempeñado un papel imprescindible en el desarrollo de la sociedad moderna, donde su reciclaje se ha llevado a cabo desde el momento en que éstos comenzaron a utilizarse. Por ejemplo, el cobre se recicla desde la Edad de Bronce. Cabe destacar que el comercio con metales en Europa se reorganizó hace unos 4000 años para asegurar una mayor recuperación y reutilización de la chatarra de bronce. Habitualmente se considera que la tecnología de recuperación de recursos comenzó en la década de los 60.

La reutilización de productos era el método de reciclaje más extendido, reparándose los objetos rotos siempre que fuese factible. A pesar del alto nivel de reciclaje, la eliminación de residuos sólidos era muy común en las grandes ciudades antiguas y a medida que la población iba en aumento, la necesidad de sistemas más avanzados de eliminación de residuos crecía también. Los residuos sólidos en la capital de Creta, Knossos (3000 a.C.) se vertían en enormes pozos, disponiendo capas de tierra entre capa y capa de residuo. Esto no era lo que sucedía en todas las ciudades antiguas. Los romanos reutilizaban gran cantidad de desechos, pero no disponían de un sistema organizado de recogida y eliminación de basuras que se acumulaban en las calles y en las afueras de pueblos y ciudades. Esta práctica permaneció hasta el siglo XIX. Las ciudades de la Alemania medieval evitaban enterrar sus propios residuos, cargando éstos en los trenes que se dirigían al campo, en donde se depositaban.

La mayoría de los métodos de reciclaje de las sociedades antiguas consistían en dar los restos de comida a los animales, reutilizar los recipientes, reparar las herramientas cuando fuera posible, reutilizar la madera para la construcción de embarcaciones, usar harapos como materia prima para la elaboración de papel y utilizar la basura orgánica como fertilizante. Era más fácil disponer de mano de obra y trabajo que de materiales, por lo que el reciclaje se convertía en una tarea común.



En la época que precedió a la revolución industrial, se buscaba ahorrar y dar un uso rentable a prácticamente cualquier tipo de desperdicio.

La cementación se practicó por primera vez en las minas de cobre españolas durante el siglo XVI (la cementación de chatarra de hierro supuso aproximadamente el 10% de la producción total de Estados Unidos en 1980). El incremento de la demanda de metales en Gran Bretaña unida a la falta de materias primas originó la formación de una industria de fundición primaria.

Los primeros colonos tuvieron que practicar el reciclaje. Por ejemplo, los edificios viejos se quemaban para recuperar los clavos. Los vertederos en Edimburgo mantuvieron el mismo tamaño durante prácticamente 100 años, ya que durante los siglos XVIII y XIX todo lo que llegaba a ellos se clasificaba y si se podía, se vendía. Hace algo más de un siglo, Dickens escribía acerca del valor recuperable de los montones de polvo en su novela “ Tiempos Duros ”: esos montones de polvo podrían ser entregados como dote, lo que quiere decir que las tecnologías de recuperación se desarrollaron en respuesta a los incentivos económicos.

La clasificación mecánica de chatarra se ha practicado durante, al menos un siglo, como se relata a continuación:

“ Recuperación de los residuos de metales: con el fin de separar las limaduras mixtas, era normal quitar el hierro y el acero por medio de un imán que se sostenía en la mano. Vavin, un ingeniero francés, ha construido una máquina para acortar esta tediosa tarea. Se ha puesto en marcha a modo de prueba en Cail & Co. en París.

Esta máquina consta de dos tambores, que rotan sobre sus ejes y se disponen uno encima de otro. Las superficies de ambos tambores están cubiertas por tiras alternadas de hierro dulce y cobre. Cada tira de hierro está adecuadamente conectada con una serie de herraduras magnéticas, dispuestas de tal forma que uno de los polos del imán está en contacto con una tira y el otro polo está en contacto con la siguiente.

La mezcla de limaduras metálicas está contenida en una tolva que tiene un pie vibratorio. Desde la tolva, las limaduras caen al tambor superior en el que las



partículas magnéticas son atraídas por las tiras de hierro magnetizadas y son transportadas hasta un recipiente en el que caen por efecto de un cepillo rotatorio. El resto de limaduras (limaduras de cobre y una porción de limaduras mixtas) caen al tambor inferior, que es similar al superior. En este tambor las tiras metálicas de cobre y hierro están colocadas de tal forma que al girar, cada tira de hierro se sitúa en el mismo plano vertical que una de cobre del tambor superior y cada tira de cobre alineada con una de hierro del tambor superior. El proceso de separación se completa, siendo atraídas las limaduras de hierro restantes, y depositadas en el recipiente por medio del cepillo cilíndrico rotatorio situado en el otro lado. Las limaduras de cobre caen directamente fuera. La máquina puede ser accionada de forma manual o mediante ejes y requiere un espacio en el suelo de sólo 76,2 cm. por 35,56 cm. y ocupa una altura de 160,02 cm.”

El uso del horno abierto para la fabricación de acero (45% de alimentación de chatarra) descendió dramáticamente a consecuencia de la Segunda Guerra Mundial, dejando paso al horno básico de oxígeno (28% de alimentación de chatarra). El horno básico de oxígeno produjo sólo el 4% del acero estadounidense en 1960, pero en 1986 ya estaba produciendo más del 61%. Esta tendencia se frenó a causa del reciclaje.

El uso del horno de arco eléctrico creció en el mismo período de un 8 a un 28% de la producción de los Estados Unidos y tuvo el efecto opuesto.

En todo el mundo, el uso del horno de arco eléctrico ha crecido dramáticamente, especialmente en aquellos países con altas tasas de reciclaje de acero.

Las industrias de metales secundarios, tradicionalmente, han trabajado con el propósito de reaprovechar la materia mineral contenida en los residuos. Aseguran **Beigl, Lebersorger y Salhofer, (2008)**, que, así como los vertederos municipales pueden ser vistos como minas hechas por el hombre, ocurre lo mismo con los cementerios de vehículos. El uso de los vertederos municipales como fuente de reciclaje depende de la escala económica, debido a su bajo contenido en metales,



mientras que los automóviles o grandes electrodomésticos, proporcionan una materia prima de calidad y bastante homogénea.

Cuando son triturados, el 75% del contenido en metal de los coches y grandes electrodomésticos, puede ser completamente reciclado.

La industria británica de metales secundarios pasó de ser una industria de trabajo intenso (clasificación manual y pequeños equipos) en la década de los 50, a ser una industria con un alto capital a mediados de los años 70. Este hecho coincide con el gran progreso en trituración que se produjo a partir de 1960.

Las industrias de metales secundarios no sólo reciclan chatarra vieja. La mayoría de los procesos industriales que dan como resultado productos finales generan también chatarra. La mayoría de esta chatarra forma la base de la industria de metales secundarios. Sólo en los Estados Unidos, su valor ronda los 5 billones de dólares al año. La industria de fabricación comprende el valor que tienen sus residuos y por ello practica el reciclaje más que cualquier otro sector de la economía.

En 1985, la producción mundial de acero fue de 717 millones de toneladas, con un consumo de 270 millones de toneladas de chatarra. Del consumo total de chatarra, el 30-45% fue chatarra doméstica, por lo que aproximadamente, 170 millones de toneladas de chatarra fueron aportadas por la industria de metales secundarios. Las acerías y las fundiciones del Reino Unido consumieron alrededor de 7,7 millones de toneladas de chatarra, mientras fabricaron 18,9 millones de toneladas de acero nuevo en 1988.

Todos los metales se pueden reciclar si la necesidad es suficientemente grande, por ejemplo, los orfebres recorren grandes distancias para recuperar residuos de oro. Otros metales como el zinc y el estaño, cuyas reservas son limitadas, están ampliamente dispersados como tratamientos de superficie de aceros. Los procesos industriales obtienen recursos de los estados dispersados, los refinan y procesan aportando energía y esto hace que se incremente la concentración. A este proceso le sigue el diseño del producto final, combinando el concentrado resultante con otros y



distribuyéndolo a lo largo del país/mundo. En consecuencia, los recursos están aún más dispersos de lo que estaban originalmente y **Tonglet, Phillips, and Bates, (2004)**, inciden en el hecho de que la combinación de metales con otros materiales, especialmente en pequeñas cantidades, dificulta el reciclaje, ya que es necesario el aporte de mucha energía para revertir el proceso y recuperar los componentes iniciales. Esta mezcla de metales con otros materiales se ha realizado en los últimos treinta años más que nunca, y como el promedio de vida útil de los productos metálicos es de unos 20-30 años, los problemas para llevar a cabo procesos secundarios aumentarán debido a la dispersión de metales. La importancia de la industria de metales secundarios en la economía del Reino Unido se ve reflejada en los datos de la siguiente tabla:

	Aluminio	Cobre	Plomo	Zinc	Platino
Consumos en Inglaterra (tn)	668.000	699.000	64.000	39.1000	18,7
Recuperación aproximada de chatarra como fracción del consumo (%)	26	37	62	21	58

Tabla 2.2: Consumo de metales no ferrosos en Inglaterra y porcentaje reciclado.

La elección entre recuperar o eliminar los residuos depende de la tecnología, de la economía y de la actitud.

- A. **Tecnología.** Para la mayoría de los materiales existe, al menos, una forma de recuperación para la cual el valor potencial del material recuperado es probable que supere el coste implicado en la recuperación del mismo, permitiendo un ahorro en los costes de eliminación.



Según argumenta **Elias, (2005)**, el valor de los materiales recuperables en la mayoría de los productos es normalmente, pequeño en relación con el coste inicial, por lo tanto es difícil persuadir y motivar al fabricante y al nuevo comprador de que realice cualquier tipo de cambio en el producto que aumente la facilidad de recuperación de los productos constituyentes, especialmente si los cambios cuestan dinero o tienen un pequeño (actual o imaginado) efecto en el rendimiento inicial del producto.

Sin embargo, recientemente, se han registrado algunos progresos en esta área dentro del sector de la automoción.

Aspectos tecnológicos importantes son el estado de desarrollo, la disponibilidad, la posible combinación de procesos, la fiabilidad operativa...etc. Debido a los cambios en el mercado, la chatarra tiende a ser usada como alimentación marginal – una solución a este problema es el desarrollo de tecnologías en las que la chatarra sea la materia prima básica, en lugar de un incremento marginal del suministro – los hornos eléctricos (especialmente los mini-molinos) proporcionan un buen ejemplo: una tonelada de acero crudo producida en el alto horno/horno de oxígeno básico requiere alrededor de 16 GJ usando un 25% de chatarra, mientras que un horno de arco eléctrico con una alimentación del 100% de chatarra requiere sólo 8,5 GJ por cada tonelada de acero crudo producida (un ahorro energético del 56%).

A veces, dificultades técnicas como impurezas en el producto, hacen que sea necesario encontrar nuevos usos para algunos productos reciclados (por ejemplo, reciclaje indirecto), como puede ser la goma de los neumáticos, utilizada en la producción de aceites aromáticos, para producir char mediante pirólisis, en la construcción de superficies para estadios deportivos y en la producción de componentes modelados para procesos físicos.



- B. **Economía.** Las consideraciones económicas, son en la actualidad, el criterio mayoritario para la factibilidad del reciclaje.

Por muy deseable que sea reducir el consumo de recursos naturales o la contaminación, no existe sensibilidad para comerciar con un producto reciclado a un precio más elevado que su equivalente virgen. Frecuentemente se pierde la oportunidad de utilizar el reciclaje por sí mismo como medio de eliminación de residuos – una propuesta de recuperación no rentable puede parecer atractiva si se presenta como un método de tratamiento o eliminación de residuos – no hay una alternativa práctica al alto coste de eliminación de residuos sin reciclar (**Castillo, 2003**). Los sistemas de recuperación de materiales y energía son más que competitivos frente a las incineradoras.

- C. **Actitud.** El efecto de la actitud de los consumidores frente a los metales secundarios no puede ser pasado por alto. Los consumidores tienden a preferir materiales primarios, normalmente innecesarios. Prejuicios, estigmas, política, apatía e intereses personales afectan a la comerciabilidad de los recursos secundarios. Afirma **Long, (2000)**, que los materiales reciclados tienden a considerarse más como un recurso ocasional cuando hay escasez de materiales primarios, que como una alternativa y una posible fuente de abastecimiento más barata.

Un tema recurrente de la literatura dedicada a aspectos técnicos, económicos y sociales de la industria del reciclaje puede resumirse en la siguiente frase:

“Si más gente se animase a considerar los residuos como recursos valiosos...”



2.4. Clasificación de la chatarra

La chatarra puede clasificarse en 3 categorías principales: la chatarra doméstica, la chatarra nueva y la chatarra vieja. Esta clasificación se ha realizado en función del siguiente diagrama:

	Chatarra Doméstica	Chatarra Nueva	Chatarra Vieja
Calidad	+	←	-
Tiempo de Retraso	-	→	+
Intensidad de Reciclaje	+	←	-

Fig. 2.4: Clasificación típica de las tres clases de chatarra. El sentido de las flechas indica la dirección de aumento.

La chatarra nueva es la que presenta las cualidades más deseables (distintas de las de la chatarra doméstica):

- Es de composición química conocida.
- Al trabajar con ella nos encontramos pocas o ninguna sorpresa desagradable.
- Generalmente están en un estado metálico de conservación de energía tras el procesamiento de los materiales primarios.
- Los costes de capital en fundiciones son menores para los procesos secundarios que para los primarios.

Compara **Castells, (2007)**, la recuperación de materiales potencialmente valiosos del flujo de residuos sólidos, afirmando que es mucho más laboriosa que la recuperación de chatarra de procesos de fabricación, que es homogénea. Continúa **Castells, (2007)**, asegurando que una proporción alta de los materiales disponibles para su recuperación provienen de residuos mixtos y que por tanto, es deseable minimizar la mezcla, por ejemplo separando estos residuos en el lugar en que se producen.



La complejidad del producto puede hacer difícil el separar los distintos metales y aleaciones, y la contaminación resultante de la separación incompleta es una causa de preocupación en las industrias del metal, muchas de las cuales utilizan materiales reciclados.

La contaminación podría también tener efectos adversos en el comprador del producto reciclado – por ejemplo, una acumulación de cadmio en cobre recuperado podría filtrarse en el agua de red, etc.

Durante los últimos 40 años el uso de metales y aleaciones se ha expandido mucho y esto ha derivado en problemas de identificación y separación de aleaciones presentes en residuos mixtos.

Además, existen otros factores, el no poder predecir la calidad de algunos materiales secundarios, los convierte en inaceptables para algunas aplicaciones. De todas formas, existe una demanda menor de estos materiales para usos alternativos que para los usos a los que comúnmente van destinados.

2.5. Potencial para la mejora de procesos

En el sector del automóvil, el progreso desde 1960 ha sido excepcional. El reciclaje de chatarra automovilística es del 90% debido al uso extendido de la tecnología de trituración, que ha mejorado la calidad de la chatarra de hierro para la fabricación de acero (**European Automobile Industry Report, 2005**). De forma similar, se han producido avances tecnológicos en la recuperación de materiales no férricos, por ejemplo, la Huron Valley Steel Corporation introdujo una planta de flotación para tratar los metales no férricos de trituración en 1970, y cerca de 1978 estaba recuperando alrededor de 25,000 toneladas al año de cinc y aluminio.

A pesar de lo dicho anteriormente, y a pesar de otros éxitos, como el desarrollo de separadores de materiales no férricos mediante corrientes de Foucault, los problemas técnicos en el área de la chatarra obsoleta son significativos. La separación debería



ser más eficiente para tratar de recuperar el material con una pureza mayor, y así hacer éste más valioso. Los productos deberían diseñarse con vistas a ser reciclados, y de esta forma, conseguir que el proceso fuera más sencillo y más barato (**Williams, 1998**). Debería existir una optimización económica para las tecnologías de reciclaje alternativas.

En la actualidad, las industrias de metal secundarias confían exclusivamente en la pirometalurgia tradicional para la separación y purificación. Sería posible llevar a cabo procesos que implicaran un coste energético menor. Si es posible la separación física, ésta siempre es preferible a la separación por medios químicos, que suele requerir grandes aportes de energía, productos químicos y tecnología.



CAPÍTULO 3:
METODOLOGÍA



1. METODOLOGÍA EMPLEADA

A la hora de llevar a efecto los ensayos de laboratorio, hay que tener en cuenta una serie de consideraciones previas:

1. Por una parte los materiales empleados, es decir, chatarra electrónica así como cables eléctricos de cobre desechables, de distinta procedencia y naturaleza. Estos proceden de las prácticas realizadas en un Instituto de Enseñanza Secundaria (I.E.S.), del mantenimiento eléctrico desarrollado en la propia Escuela Politécnica de Mieres (E.P.M.), lugar donde se ha desarrollado el presente trabajo y así como de varias plantas de reciclaje con motivo de haber realizado las visitas oportunas.
2. Dichos materiales se han sometido a distintas técnicas de laboratorio dentro del ámbito de la tecnología mineralúrgica, cuyo fin último es tratar de recuperar con la mayor eficiencia posible la fracción metálica de la fracción plástica. Los pasos que se han seguido son:
 - Preparación del material (trititación y tamizado)
 - Observación de las muestras (microscopio)
 - Concentración del material (separación por vía seca y por vía húmeda)
 - Análisis y selección de muestras
3. Se ha realizado la optimización de los parámetros mas influyentes en la separación, para llevar a efecto la valorización del residuo con cada una de las muestras del material empleado.
4. Finalmente, se ha efectuado el oportuno estudio de los datos obtenidos en su conjunto a fin de obtener las conclusiones finales.



2. ENSAYOS REALIZADOS

Inicialmente, los ensayos desarrollados en el laboratorio, han sido por tanteo, para una vez establecida una base experimental, pasar a los ensayos del tipo “prueba/error”, todos los cuales se expondrán a continuación. Los ensayos del tipo “prueba/error”, básicamente consisten en seguir un camino de ejecución, realizar las pruebas oportunas y si no obtenemos los resultados aceptables, los consideramos errores. En este caso se rectifica y se prueba nuevamente, eligiendo un camino distinto. Así sucesivamente hasta encontrar unos resultados apetecibles, los cuales habrá que justificar debidamente.

En este sentido, se han realizado dos importantes novedades. Por una parte, se tratará de demostrar en la fase de preparación del material, la eficiencia obtenida tras operar con la trituradora de discos frente a la trituración convencional, es decir, frente a la trituradora de cuchillas empleada para este tipo de material y proceso.

Por otra parte, en la fase de concentración del material, también se tratará de demostrar la eficiencia de la separación del material mediante el empleo de un separador electrostático de alta tensión con respecto a otros métodos tradicionales para el tratamiento de metales no ferrosos. Una vez llegados a ese punto, se realizará el análisis oportuno a fin de establecer las conclusiones finales.

3 . PREPARACIÓN MECÁNICA DE LAS MUESTRAS

Una vez efectuada la pertinente recopilación de información masiva, necesaria para idear la operatividad y fases a desarrollar en la presente tesis, se procedió a elaborar los pasos a seguir para su desarrollo en el laboratorio.

La preparación mecánica del material, en síntesis, consistió en dejar el material inicial de partida, debidamente preparado en el tamaño adecuado para pasar a la siguiente fase. Es decir, prepararlo para la concentración. Para ello, se realizaron sucesivas operaciones:



1. Acopio de chatarra electrónica y cables eléctricos desechables, cuya procedencia ya se indicó inicialmente.
2. Selección de diverso material y de los cables objeto del presente estudio.
3. Selección y trituración manual previa de la chatarra electrónica.
4. Selección y corte de los cables elegidos en diferentes longitudes.
5. Pesaje de las muestras preparadas.
6. Selección de las diferentes rejillas o mallas y reglajes de los equipos a utilizar en los ensayos.
7. Trituración para ambas opciones (de cuchillas y de discos) de las muestras, a efectos de realizar su posterior comparativa.
8. Pesaje de las muestras posterior a la trituración, cuyo objeto es comprobar la diferencia en pérdidas de material tras la trituración.
9. Análisis comparativo entre los resultados obtenidos de ambos tipos de trituración.
10. Tamizado de las muestras elegidas, consideradas más idóneas para su posterior concentración.
11. Pesaje posterior al tamizado de las muestras, para observar la posible pérdida de material tras dicha operación.
12. Análisis mediante microscopio de la muestra obtenida tras tamizar.

Por otra parte, las herramientas de trabajo empleadas en esta fase (figura 3.1) para preparar el cable en las condiciones deseadas, son las siguientes:

- Bandejas metálicas ó de plástico para contener cada una de las muestras utilizadas.
- Guantes de protección contra cortes y punzamientos.
- Mascarilla antipolvo para filtrar las partículas desprendidas durante la operación de trituración.
- Martillo.
- Gafas de protección contra proyecciones.
- Alicates de boca plana con sistema de cortaalambres.
- Cortaalambres.
- Regla metálica para medir las diferentes longitudes de cable empleadas.

- Calibre o pie de rey digital para medir el diámetro de los cables empleados.



Fig. 3.1: Útiles empleados en la preparación mecánica del material

3.1. Equipos utilizados en el laboratorio

En el presente apartado, se realizará una somera descripción del equipamiento empleado, tanto en la preparación de las muestras como en el desarrollo de los ensayos llevados a cabo en el Laboratorio, previos a su concentración.

Resulta conveniente anticipar que en todos los casos en estudio indicados, fue necesario efectuar la preparación del material, previa a su separación.

A continuación se exponen los equipos empleados, tanto en la preparación como en la separación de cada uno de los ensayos realizados.

3.1.1. Trituradora de cuchillas FRITSCH PULVERISETTE 25

El molino de cuchillas tritura de forma fiable materiales blandos, semiduros, elásticos y fibrosos para los que no se necesita emplear demasiada fuerza, siendo especialmente apropiado para moliendas de rutina. Es muy fácil de operar y puede montarse sobre una mesa estable o sobre el soporte opcional. Se emplean para la trituración preliminar efectiva de mezclas de materiales heterogéneos como basura o

componentes electrónicos, así como también para una gran variedad de materiales. Estos aparatos ofrecen una excelente seguridad y sus herramientas de molienda tienen una larga vida útil. Gracias a la amplia selección de tamices, tolvas y recipientes colectores, pueden adaptarse perfectamente y de forma rápida a las distintas aplicaciones individuales. Así mismo, como medida de higiene para evitar inhalación en ambientes pulvígenos, resulta muy conveniente adaptarle una unidad de ciclón/aspiración.

El Molino de discos utilizado para llevar a cabo este ensayo, se muestra en la figura 3.2, a), y es un modelo de laboratorio de la casa FRITSCH, cuyas características y datos técnicos son expuestos a continuación:



Fig. 3.2: a) Trituradora de cuchillas



Fig. 3.2: b) Ciclón aspirador utilizado

DATOS TÉCNICOS:

Principio de operación: Corte.

Tamaño máx. de alimentación: 120 x 85 mm

Fineza final: De 0,50 a 10,00 mm

Capacidad: 85 l/h

Aplicaciones: Molienda de materiales secos de dureza media hasta blandos (de 0,50 a 10 mm), incluidos materiales fibrosos y plásticos.

Ejemplos de uso: Caucho, cuero, tejidos, plásticos, madera, granos, carne seca, huesos y fibras.

Materiales de molienda disponibles: Acero y carburo de tungsteno.



Accesorios: Embudo, juego de herramientas de corte, casete de tamiz y aspirador centrífugo.

3.1.2. Trituradora de discos FRITSCH PULVERISETTE 13

La trituradora consta de un disco fijo y otro giratorio, fabricados con tal precisión que de los discos se encuentren entre sí, de forma que el material a triturar quede entre ellos y sea reducido de tamaño. La material a triturar se introduce por la parte superior, penetra entre los discos y allí se produce la desintegración por cizalladura. Obviamente, variando la separación entre los discos se obtienen tamaños de partículas diferentes.



Fig. 3.3: Trituradora de discos utilizada

El molino de discos utilizado para llevar a cabo este ensayo, mostrado en la figura 3.3, es un modelo de laboratorio de la casa FRITSCH, cuyas características y datos técnicos son expuestos a continuación:

DATOS TÉCNICOS:

Tamaño máx. de muestra (dependiendo del material): 20 mm

Rendimiento máx. continuo: 150 kg/h

Finura final: 0,1 - 12 mm

Velocidad del rotor: 440 rpm



Aplicaciones: Molienda fina en lotes o continua de materiales duros-frágiles a semiduros.

3.1.3. Báscula semi-industrial COBOS HW - 60KGL



Fig. 3.4: Báscula semi-industrial utilizada

Las características y datos técnicos son expuestos a continuación:

DATOS TÉCNICOS:

Modelo: HW – 60KGL

Carga máx. (kg.): 60 kg

Resolución (g.): 5

Plato (mm.): 330 x 424

3.1.4. Báscula de precisión COBOS D 4200 CBS



Fig. 3.5: Báscula de precisión utilizada

Modelo: D 4200 CBS
Capacidad máx.: 4200 g
Precisión (d): 0,1 g
Plato inox.: 180 x 160

3.1.5. Tamizadora RETSCH AS450

La tamizadora es utilizada para llevar a cabo los análisis granulométricos, como parte fundamental de los análisis efectuados, previos a la separación eléctrica. En la figura 3.6, se muestra un modelo de laboratorio de la casa RETSCH.



Fig. 3.6: Tamizadora utilizada



Las características y datos técnicos son expuestos a continuación:

DATOS TÉCNICOS:

Máxima capacidad de dosificación / alimentación: 25 kg

Tipo de material: Polvos, materiales a granel, suspensiones.

Rango de medida: 25 μ m – 125 mm

Masa máxima del bloque de tamices: 50 kg

Amplitud: Digital, 0,2 – > 2,2 mm

Aceleración del tamizado: 0,6 – 7,1 g

Indicación de tiempos: Digital, 1 – 99 min

Adecuada para tamizado en seco: Si

Adecuada para tamizado en húmedo: Si

Diámetros de tamices apropiados: 400 mm / 450 mm

Altura máx. de la torre de tamices: 963 mm

Movimiento del material a tamizar: Proyección por impulso de rotación. Movimiento tridimensional.

Aplicaciones: Separación, fraccionamiento, determinación de tamaño de grano.

Ejemplos de uso: Geología, metalurgia, ingeniería, electrónica, materiales de construcción, medio ambiente, reciclaje, química, plásticos, vidrio y cerámica

Así mismo, para efectuar las mencionadas operaciones de tamizado, se dispuso de tamices de luz de malla adecuada, pertenecientes a la serie DIN 4148.

3.1.6. Microscopio estereoscópico OLYMPUS SZ61 Zoom

Tras haber realizado el tamizado de cada muestra, es posible que queden restos pulvúgenos de fracción metálica, imposible de detectar a simple vista, por lo que emplearemos un microscopio de la casa OLYMPUS, modelo SZ61 para efectuar su análisis y cuya versión trinocular nos permite además generar imágenes.



Fig. 3.7: Microscopio estereoscópico

Las características y datos técnicos son expuestos a continuación:

DATOS TÉCNICOS:

Rango de aumentos (utilizando oculares 10X): 6,7x a 45x

Relación de zoom: 6.7:1

Ángulo de convergencia: 10° en el sistema óptico Greenough

Tubos de inclinación: De 45° ó 60°

Controles de acceso: Frontal

Componentes ópticos: Sin plomo

3.2. Ensayos de preparación mecánica

Fueron realizados diversos ensayos, en algunos casos para observar el funcionamiento y la respuesta de los equipos implicados en la presente tesis. En otros casos para determinar los parámetros más influyentes en los propios equipos así como preparar el material mediante triturado y posterior tamizado de cara a facilitar la separación final del proceso a fin de obtener y determinar con la mayor fiabilidad posible la fracción metálica.

3.2.1. Ensayo de preparación N° 1: material tipo I

El ensayo N° 1 se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

La finalidad principal de este ensayo es tratar de observar el funcionamiento de la trituradora de cuchillas y su comportamiento frente a diferentes tipos de residuos industriales, así como la influencia de los distintos parámetros que actúan en el separador electrostático de alta tensión.

En este caso se emplearon residuos industriales de diversa índole, como cables eléctricos, electrónicos y telefónicos, adaptadores de tomas de corriente, placas base y carcasas metálicas y de plástico.

Se ha triturado el material empleando una trituradora de cuchillas, utilizando para ello sendos tamices con luz de malla de 2 y de 1 mm respectivamente.

MATERIAL UTILIZADO

Chatarra electrónica:

- Cables
- Componentes de placas de circuito impreso
- Adaptadores de tomas de corriente



Fig. 3.8: Tipología empleada en el ensayo N° 1

OPERACIONES

1.- PESAJE

- 1ª Bandeja 1,760 kg
- 2ª Bandeja 1,800 kg
- 3ª Bandeja 2,110 kg



Fig. 3.9: Pesaje del material empleado para los ensayos

2.- TRITURACIÓN

Fue utilizada una Trituradora de Cuchillas. Previamente se trocearán los cables, se quitarán los componentes más voluminosos de las placas, troceándose éstas en fragmentos relativamente pequeños y finalmente se tratará de fragmentar al menor tamaño posible los adaptadores, clavijas para toma de corriente y demás componentes eléctricos.

A continuación se triturrará todo el material para obtener un tamaño de 2 mm. Posteriormente se triturrará el material para obtener el tamaño final deseado de 1 mm.



Figura 3.10: Cribas de 2 y 1 mm y útiles para la trituración

➤ **Criba de 2 mm de tamaño**

- Trituración con cables.
- Trituración con adaptadores de tomas de corriente, clavijas para toma de corriente, etc.
- Trituración con placas de circuito impreso, carcasas metálicas y de plásticos.



Fig. 3.11: Material triturado a 2 mm

➤ **Criba de 1 mm de tamaño**

- Trituración con cables.



- Trituración con adaptadores de tomas de corriente, clavijas para toma de corriente, etc.
- Trituración con placas de circuito impreso, carcasas metálicas y de plásticos.

Observaciones:

Se ha podido observar que la trituración mediante cuchillas resulta en todos los casos laboriosa, dado que para el caso de cables, muchos de los hilos conductores quedan atrapados en los huecos del tamiz, por lo que cada cierto tiempo hay que parar el proceso, retirar el tamiz y limpiarlo convenientemente. Por otra parte al finalizar el proceso de trituración, llega un momento en el que el material sale rebotado una y otra vez de las cuchillas, probablemente debido al poco peso del material restante por triturar y por ello hay que empujar el material mediante algún utensilio aparente para tal fin. También se ha comprobado que las carcasas y piezas metálicas son complicadas de triturar, por lo que previamente hay que machacarlas y aún así las cuchillas expulsan constantemente el material. Por otra parte, y dadas estas circunstancias, ha sido preciso tapar el hueco libre existente en la parte superior de la trituradora para evitar pérdidas de material durante el proceso.

Como conclusión de las pruebas de trituración, debemos tener en cuenta en sucesivas trituraciones los siguientes puntos:

1. Tapar la parte superior de la trituradora de cuchillas para evitar pérdidas de material.
2. El hecho de utilizar demasiados tipos de plásticos y de metales y aleaciones, con certeza, dará como resultado un proceso excesivamente complejo.
3. Se ha podido observar que el empleo de cables eléctricos de grandes longitudes y enrollados entre sí, ha dado muchísimos problemas durante la trituración. De esta forma habrá que estudiar la posibilidad de realizar sucesivas pruebas con cables eléctricos estirados y de diferentes longitudes y secciones.
4. En general, dadas las dificultades a la hora de triturar todo el material, habrá que tratar de definir el material específico con el que finalmente trabajaremos para definir la tesis, a fin de obtener buenos resultados, no solo en la trituración



sino también en la separación eléctrica.

5. En lo sucesivo, debemos tener en cuenta la fase de tamizado, posterior a la trituración y anterior a la separación.
6. También sería importante tratar de triturar el material mediante otro equipo alternativo aparente.

3.2.2. Ensayo de preparación N° 2: material tipo II

Al igual que en el ensayo N° 1, el ensayo N° 2 también se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

La finalidad principal de este ensayo es tratar de observar el funcionamiento de la trituradora de cuchillas y su comportamiento frente a diferentes tipos de residuos industriales (en este caso cables de distinta procedencia), así como la influencia de los distintos parámetros que actúan en el separador electrostático de alta tensión.

En este caso, los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos, electrónicos y telefónicos, así como cables para el conexionado de CPU's y de otro tipo de equipos.

Se ha triturado el material empleando una trituradora de cuchillas, utilizando para ello sendos tamices con luz de malla de 2 y de 1 mm respectivamente.

MATERIAL UTILIZADO

Cables de conductores múltiples tipo telefónico, eléctrico y electrónico.

TIPOLOGÍA

Definimos los distintos tipos de cables empleados en el ensayo, según se muestra en la figura 3.12.



Figura 3.12: Tipología del material correspondiente al Ensayo N° 2

OPERACIONES

1.- SELECCIÓN Y PREPARACIÓN DEL MATERIAL

En primer lugar se hizo un acopio selectivo de los cables más representativos de la muestra. Se eliminarán los terminales unidos a los mismos tales como clavijas, conectores, regletas, etc..., y se trocearán los cables. Posteriormente se pelarán los cables, separando el material conductor (metal de Cu y otros metales conductores) del material de recubrimiento aislante y se procederá al pesaje por separado de ambos componentes. A continuación se llenarán 2 bandejas por separado de cada uno de los componentes, para finalmente proceder a triturar por separado el contenido de cada una de las bandejas. Los distintos conectores unidos a los cables, los separaremos en otra bandeja a fin de realizar posteriores ensayos, dada su beneficiosa recuperación, al contener los mismos finas chapas de macizo de Ni y recubrimiento de Au y Ag.



Fig. 3.13: Cables de residuos industriales



Fig. 3.14: Pesaje del material conductor antes de triturar
(bandeja nº 1)



Fig. 3.15: Pesaje del material no conductor antes de
triturar (bandeja nº 2)



Fig. 3.16: Pesaje del material no conductor antes de
triturar (bandeja nº 3)



Fig. 3.17: Pesaje del material no conductor antes de triturar (bandeja nº 4)



2.- PESAJE ANTES DE TRITURAR

BANDEJAS	PESO NETO (gr)
1 ^a	104,9
2 ^a	145,4
3 ^a	0,5
4 ^a	0,9
TOTAL	251,7

Tabla 3.1: Peso antes de triturar

Observaciones:

Se han calculado los porcentajes de Cu y de aislante (cubierta del conductor, aislante azul e hilo) de la muestra según se puede observar en la tabla 3.2.

MATERIAL	PORCENTAJE (%)
Conductor	41,68
No Conductor	58,32
TOTAL	100

Tabla 3.2: Porcentajes de pesos antes de triturar

3.- TRITURACIÓN

Se ha utilizado una Trituradora de Cuchillas con criba de 2 mm, para finalmente triturar con criba de 1 mm.

Para obtener material menor de 2 mm de sección se realizarán dos pasadas.



Fig. 3.18: Material empleado en la trituración

➤ **Criba de 2 mm**

Fue triturado por separado el contenido de cada bandeja. Tras haber realizado 2 pasadas, se procedió al pesaje del material, cuyos resultados se muestran en la tabla 3.3.

BANDEJAS	PESO NETO (gr)
1 ^a	104,6
2 ^a	142,4
3 ^a	0,5
4 ^a	0,9
TOTAL	248,4

Tabla 3.3: Peso del material tras realizar dos pasadas de trituración

Observaciones:

Se ha observado que tras la primera trituración con criba de 2 mm, el material obtenido contiene un pequeño porcentaje de cables de muy poca sección sin triturar convenientemente (figura 3.19), así como gran presencia de pelujo que forma parte del aislante de algunos cables, por lo que se ha triturado por segunda vez, obteniéndose una muestra aceptable, como se puede observar en la figura 3.20.



Fig. 3.19: Material triturado en 1ª pasada



Fig. 3.20: Material triturado en 2ª pasada

Tras realizar las 2 trituraciones con criba de 2 mm se han calculado los porcentajes de Cu y de aislante (cubierta del conductor, aislante azul e hilo) de la muestra, según se recoge en la tabla 3.4.

MATERIAL	PORCENTAJE (%)
Conductor	42,11
No Conductor	57,89
TOTAL	100

Tabla 3.4: Porcentaje del material triturado dos veces

Se ha observado que la pérdida de material tras realizar las 2 trituraciones con criba de 2 mm no es significativo y lógicamente, la pérdida en peso se producirá en mayor medida en el aislante volatilizado durante la operación. Esta pérdida se puede apreciar en la siguiente tabla (tabla 3.5):

MATERIAL	DIFERENCIA DE PESO (gr)	PÉRDIDA DE PESO (%)
Conductor	0,30	0,121
No Conductor	3	1,21

Tabla 3.5: Porcentaje en pérdida de material tras ser triturado dos veces



3.2.3. Ensayo de preparación N° 3: material tipo III

El ensayo N° 3 también se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

La finalidad principal de este ensayo es tratar de observar el funcionamiento de la trituradora de discos y su comportamiento, para que en caso de resultar efectiva su utilización, efectuar en posteriores ensayos la comparativa con los resultados obtenidos mediante el empleo de la trituradora de cuchillas.

En este caso, los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos y electrónicos.

Se ha triturado el material empleando una trituradora de discos, utilizando para ello sendos tamices con luz de malla de 3,35; 2 y 1 mm respectivamente.

MATERIAL UTILIZADO

Cables de conductores múltiples y simples procedentes de cableado eléctrico.

TIPOLOGÍA

Definimos los distintos tipos de cables empleados en el ensayo, según se muestra en la figura 3.21.



Fig. 3.21: Cables de diferente sección de la muestra representativa

OPERACIONES

1.- SELECCIÓN Y PREPARACIÓN DEL MATERIAL

En primer lugar se hará un acopio selectivo de los cables más representativos de la muestra. En este caso se tomarán cables de distintas secciones, y a continuación se colocará en una bandeja dicho material. Se han seleccionado 3 grupos de cables (figura 3.22), a razón de 200 gr de peso para cada grupo, los cuales serán posteriormente triturados.

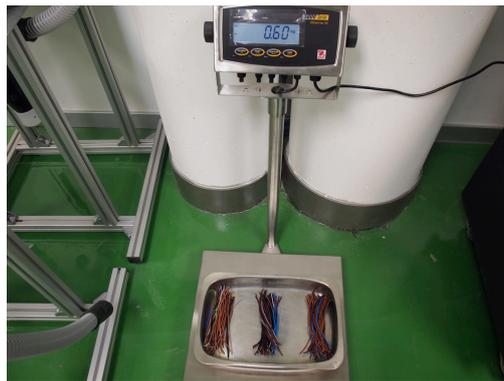


Fig. 3.22: Pesaje en báscula de la muestra

2.- PESAJE

BANDEJAS	PESO NETO (Kg)
1	0,600



3.- TRITURACIÓN

Se utilizará la Trituradora de Discos que muestra la figura 3.23.



Fig. 3.23: Trituradora de discos

Los útiles empleados en este ensayo se puede apreciar en la figura 3.24.

Trataremos de obtener el material triturado con la menor sección posible, para lo cual ajustaremos el reglaje y así reducir lo más posible el paso de abertura entre los discos, obteniéndose así material con un tamaño menor de 1 mm.

Para realizar esta operación se ha introducido el material en 3 veces, en función de cada tipo de cable seleccionado. En primer lugar se introdujo el primer grupo de material con una longitud de 18 cm, seguidamente de 9 cm y finalmente de 6 cm, con el fin de valorar la efectividad del triturado en cada caso.



Fig. 3.24: Útiles empleados en la trituración

Observaciones:

Se ha observado la gran efectividad de la trituradora de discos frente a la trituradora de cuchillas, en cuanto al tiempo de trituración y resultados de la operación, ya que del resultado de la trituración en este caso, quedan en apariencia, perfectamente definidas las partículas conductoras y las no conductoras, lo cual de ser así, no cabe duda, facilitará en gran medida la posterior separación.

Es importante resaltar, que tras la trituración se ha recuperado el 100% del material de partida, lo cual nos deja ver para sucesivos ensayos, las enormes posibilidades de este equipo.

También se ha apreciado, como se puede ver en la figura 3.25, que tras tamizar, se ha obtenido parte de la muestra con partículas muy finas que presentan un aspecto grisáceo, y que a simple vista no nos permite apreciar si se trata de partículas conductoras ó no conductoras, por lo que se tratarán por vía húmeda para apreciar tal distinción así como el porcentaje correspondiente en cada caso.

Hay que destacar que tras la alimentación, la trituradora con cables de 18 cm de longitud, ha resultado laboriosa, dado el pequeño orificio de entrada a los discos, formándose pelotas de cables de considerable tamaño.

Al utilizar cables de 9 cm, se ha producido el mismo efecto, pero en este caso las pelotitas formadas eran de tamaño muy inferior, mientras que al emplear cables de 6

mm, la alimentación fue mucho más sencilla y la trituración fue mucho más rápida que en los casos anteriores, formándose alguna pelotita de cables pero de tamaño muy reducido que no presentó mayor problema en la operación.



Fig. 3.25: a) Resultado de la muestras tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.25: b) Resultado de la muestras tras la trituración de cables de 9 cm



Fig. 3.25: c) Resultado de la muestras tras la trituración de cables de 18 cm

4.- TAMIZADO

Se utilizará una tamizadora eléctrica con tamices de 3,35; 2 y 1 cm, según se ilustra en la figura 3.26.

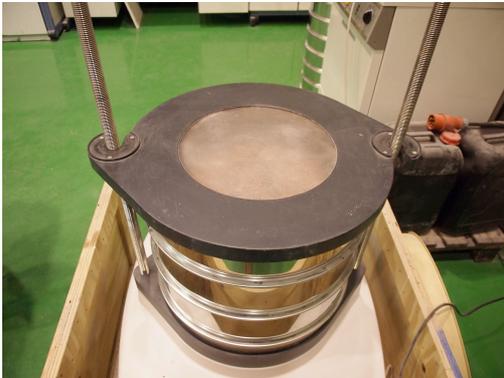


Fig. 3.26: Tamizadora eléctrica utilizada



Fig. 3.27: Panel de control



Fig. 3.28: Muestra sobre el tamiz de 3,35 mm



Fig. 3.29: Resultado obtenido en el tamiz de 3,35 mm

Antes de tamizar la muestra se han considerado los siguientes parámetros:

Amplitud (A) mm/"g"	Tiempo (t) min
1,5	4

Después de tamizar la muestra se han obtenido los resultados mostrados en la tabla 3.6:

TAMICES	Peso Neto Partículas (gr)
Material > 3,35 mm	4,5
Material entre 3,35 - 2 mm	29,2
Material entre 2 - 1 mm	194,3
Material < 1 mm	368,8 + 0,25 (microscopio)
TOTAL	597,05

Tabla. 3.6: Resultados de los pesos de la muestra tras la operación de tamizado



Observaciones:

Se ha observado que tras el tamizado, el material retenido en el tamiz de 3,35 mm, es muy escaso, como demuestra su peso.

2.3.4. Ensayo de preparación N° 4: material tipo IV

La finalidad principal de este ensayo es establecer una comparativa entre los resultados obtenidos tras utilizar la trituradora de cuchillas y la de discos. Para ello se ha empleado en ambos casos el mismo tipo de material.

En este caso, los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos y electrónicos de diferentes secciones.

Se ha triturado el material empleando una trituradora de cuchillas y otra de discos, utilizando para ello tamices con luz de malla de 2 mm, 1 mm, 500 µm y 250 µm respectivamente.

2.3.4.1. *Trituración de Discos y Tamizado*

TRITURACIÓN DE DISCOS

MATERIAL UTILIZADO

Cables conductores múltiples y simples procedentes de cableado eléctrico

TIPOLOGÍA

Definimos los distintos tipos de cables empleados en el ensayo, según se muestra en la figura 3.30



Fig. 3.30: Cables de la muestra representativa de distinta sección

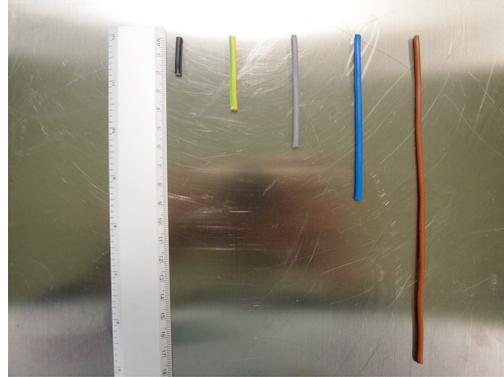


Fig. 3.31: Longitud de los cables de 2, 4, 6, 9 y 18 cm

La sección de los cables empleados en la muestra, oscilan según la tabla 3.7:

D_{Max} (mm)	D_{Min} (mm)	D_{Med} (mm)	D_H (mm)
3,33	2,13	2,8725	0,25

Tabla. 3.7: Secciones de los cables empleados en la muestra

Donde:

D_{Max} = Diámetro máximo de los cables utilizados (mm)

D_{Med} = Diámetro medio de los cables utilizados (mm)

D_{Min} = Diámetro mínimo de los cables utilizados (mm)

D_H = Diámetro de los hilos que contienen todos los cables utilizados (mm)

OPERACIONES

1.- SELECCIÓN Y PREPARACIÓN DEL MATERIAL

En primer lugar se hará un acopio selectivo de los cables más representativos de la muestra. Se tomarán cables de distintas secciones, se tensorán y seguidamente se cortarán a 18, 9, 6, 4 y 2 cm de longitud. A continuación se procederá al pesaje en función de su longitud, posteriormente a la trituration y finalmente a su tamizado si procede.



Fig. 3.32: Muestra de 2 cm de longitud



Fig. 3.33: Muestra de 4 cm de longitud



Fig. 3.34: Muestra de 6 cm de longitud



Fig. 3.35: Muestra de 9 cm de longitud

2.- TRITURACIÓN

Se utilizará la Trituradora de Discos que muestra la figura 3.36



Fig. 3.36: Trituradora de discos



Fig. 3.37: Material empleado en la tritución



Fig. 3.38: Introducción del material a triturar

Trataremos de obtener el material triturado ajustando el reglaje con galgas de 1, 1,5 y 2 mm., a fin de observar los resultados obtenidos para compararlos con los de la trituradora de cuchillas.

A.1. - Trituración con reglaje de 1 mm.

REGLAJE DE LA TRITURADORA (mm)	DIÁMETRO HUECO CENTRAL INTERIOR (cm)
1	4

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2, 4, 6, 9 y 18 cm, a fin de valorar la efectividad en las distintas trituraciones.

El peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables y en función de su longitud, se muestra a continuación en la tabla 3.8:



LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2	237,0
4	243,2
6	220,6
9	221,1
18	221,5

Tabla. 3.8: Longitudes y pesos de los cables

Observaciones:

Al igual que ocurriera con el ensayo nº 2, en éste, se ha observado nuevamente la gran efectividad de la trituradora de discos frente a la trituradora de cuchillas, en cuanto a tiempo de trituración y resultados de la operación.

Cables de 2 cm

La trituración con cables de 2 cm de longitud, resultó ser la más sencilla. No obstante hay que tener en cuenta que en la parte final de la trituración se forman pequeños grumos de material suelto, que en este caso suponen menos de un 3% del peso total de esta muestra (figura 3.39).

Cables de 4 cm

En cuanto a la trituración de cables de 4 cm de longitud, podemos decir que se realizó sin mayor problema, exceptuando la presencia de una bolita de cables de aproximadamente 3 cm de diámetro.

Cables de 6 cm

Al emplear cables de 6 cm de longitud, la alimentación fue mucho más sencilla y la trituración fue mucho más rápida que en los casos sucesivos, formándose alguna bolita de cables de tamaño muy reducido de aproximadamente 4,2 cm de diámetro que no presentó mayor problema en la operación (figura 3.41).

Cables de 9 cm



Al utilizar cables de 9 cm, se ha producido el mismo efecto, pero en este caso la pelotita formada fue de tamaño superior al caso anterior, cuyo diámetro fue de aproximadamente 5 cm.

Cables de 18 cm

Finalmente, hay que destacar que tras la alimentación de la trituradora con cables de 18 cm de longitud, la trituración ha resultado laboriosa, dado el pequeño orificio de entrada a los discos (4 cm de ancho) con respecto a la longitud de los cables, formándose una bola de cables de considerable tamaño de aproximadamente 6 cm de diámetro.

Conviene señalar que en general, las bolas formadas durante la trituración, permiten separar fácilmente el material conductor del no conductor, de forma manual, aunque se buscará una metodología técnica para efectuar tal operación.

A continuación, se expone en la tabla 3.9 los datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 1 mm.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_b (gr)	P_g (gr)	D_b (cm)
Nº 1	2	4	0,5	237,0	230,2	312	NP	6,5	NP
Nº 2	4	4	1	243,2	235,8	630	7,1	NP	3
Nº 3	6	4	1,5	220,6	171,7	569	26,9	21,9	4,2
Nº 4	9	4	2,25	221,1	184,8	548	30,7	5,2	5
Nº 5	18	4	4,5	221,5	128,0	745 + 90	83,2	7,4	6

Tabla. 3.9: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 1 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{at} = Peso de la muestra después de triturar sin P_b y sin P_g (gr)

P_b = Peso de la bola de cables tras la trituración (gr)

P_g = Peso de grumos de material suelto tras la trituración (gr)

D_b = Diámetro de la bola de cables (cm)

NP = No procede



Fig. 3.39: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm



Fig. 3.40: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 4 cm.



Fig. 3.41: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.42: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 9 cm



Fig. 3.43: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 18 cm

El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.10; en función de su longitud.

PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P_{at} (gr)	$P_{TOTALdt}$ (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2	237,0	236,7	0,126
4	243,2	242,9	0,123
6	220,6	220,5	0,045
9	221,1	220,7	0,181
18	221,5	218,6	1,309

Tabla. 3.10: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante discos

A.2.- Tamizado tras trituración con reglaje de 1 mm

Se utilizará una tamizadora eléctrica, según se ilustra en la figura 3.44.



Fig. 3.44: Tamizadora eléctrica



Fig. 3.45: Panel de control utilizada



Fig. 3.46: Muestras obtenidas tras tamizar



Fig. 3.47: Resultado obtenido con partículas > 2 mm



Fig. 3.48: Resultado obtenido en el tamiz con partículas 1-2 mm



Fig. 3.49: Resultado obtenido en el tamiz con partículas entre 1-500 µm



Fig. 3.50: Resultado obtenido en el tamiz con partículas 500-250 µm



Fig. 3.51: Resultado obtenido en el tamiz con partículas menores de 250 µm

Antes de tamizar la muestra se han considerado los siguientes parámetros:

A (mm/”g”)	t (min)
1,5	4



Donde:

A = Amplitud de la muestra (mm/”g”)

t = Tiempo empleado en tamizar (min)

La tabla 3.11 mostrada a continuación, recoge los resultados más interesantes después de tamizar la muestra.

PESO PARTÍCULAS DE LA MUESTRA TAMIZADA (gr)						
ENSAYO	> 2 mm	1 - 2 mm	1 - 500 μm	500 - 250 μm	< 250 μm	TOTAL
Nº 1	16,1	87,8	56,1	63,3	6,8	230,1
Nº 2	26,3	79,9	68,5	51,9	8,3	234,9
Nº 3	30,0	73,1	32,3	33,0	5,7	173,1
Nº 4	18,5	74,7	44,4	42,1	6,8	186,5
Nº 5	2,0	13,5	38,6	65,8	8,1	128,0

Tabla. 3.11: Resultados más interesantes tras el tamizado de la muestra correspondiente a trituración con reglaje de 1 mm

Observaciones:

Se ha observado, que las pérdidas en peso más significativas de la muestra tras el tamizado, se dan para cables de 9 y 18 cm.

También se ha apreciado como se puede ver en la figura 3.53, que tras tamizar, se ha obtenido parte de la muestra con partículas muy finas en forma de polvo que presentan un aspecto grisáceo, y que a simple vista no nos permite apreciar si se trata de partículas conductoras ó no conductoras, por lo que posteriormente se tratará mediante algún sistema de separación y así poder calcular el porcentaje correspondiente en cada caso.

Tamizado con partículas > 2 mm



Se ha observado en general, que tras el tamizado, el material retenido en el tamiz con partículas > 2 mm, es fácilmente separable. Su peso es bajo en comparación con las partículas obtenidas entre 2-1 mm, tal como se puede apreciar en la tabla anterior.

Tamizado con partículas entre 2-1 mm

Respecto del material obtenido en este tamiz, podemos decir que es el peso mayoritario de la muestra, con las partículas conductoras y no conductoras perfectamente definidas.

Tamizado con partículas entre 1 mm-500 μ m

En el material recogido en este tamiz, también se distingue perfectamente el material conductor del no conductor, sin embargo constituye un tercio del peso total de la muestra.

Tamizado con partículas entre 500-250 μ m

En el material recogido en este tamiz, prácticamente se pueden separar manualmente las partículas conductoras de las no conductoras. Su peso es similar al obtenido el caso anterior.

Tamizado con partículas entre < 250 μ m

Finalmente, el material obtenido en este tamiz, es el de menor peso, salvo en el caso de cables de 18 cm. Nos encontramos con material muy fino que pudiera contener partículas conductoras y no conductoras. Por ello actuaremos de la siguiente forma:

- En primer lugar analizaremos en el microscopio una parte de la muestra, a fin de verificar si contiene material conductor.
- Posteriormente, si la muestra analizada contuviese material conductor, tamizaremos nuevamente, empleando para ello un tamiz de 500 μ m, a fin de separar el material fino de las grandes partículas conductoras de Cu.
- Finalmente, si se diese el caso anterior y una vez separado el material fino, emplearíamos la separación por vía húmeda para determinar su fracción metálica.

a) ANÁLISIS DE LA MUESTRA EN EL MICROSCOPIO

Se puede constatar que, efectivamente la muestra de material fino analizada en el microscopio contiene partículas conductoras, según se puede apreciar en la figura 3.53, por tanto volveremos a tamizar las partículas < 1 mm.



Fig. 3.52: Análisis de la muestra vista en el microscopio

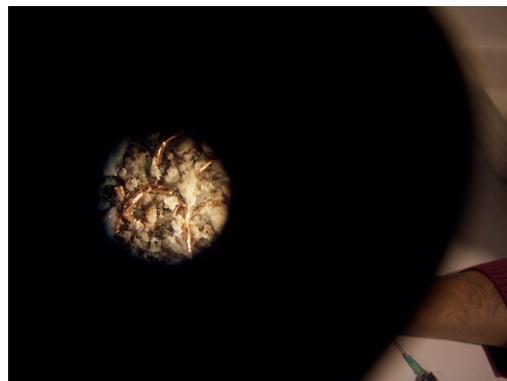


Fig. 3.53: Ampliación de la muestra vista en el microscopio

b) TAMIZADO DE LA MUESTRA CON TAMIZ DE 500 μm

En este caso emplearemos una tamizadora más pequeña, pero introduciendo los mismos valores en los parámetros utilizados en el primer tamizado, es decir:

A (mm/"g")	t (min)
1,5	4

Donde:

A = Amplitud de la muestra (mm/"g")

t = Tiempo empleado en tamizar (min)

B.1. - Trituración con reglaje de 1,5 mm



REGLAJE DE LA TRITURADORA (mm)	DIÁMETRO HUECO CENTRAL INTERIOR (cm)
1,5	4

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2, 4, 6, 9 y 18 cm, a fin de valorar la efectividad en las distintas trituraciones.

En la tabla 3.12, se presenta el peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables en función de su longitud.

LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2 (1 ^{er} caso)	220,7
2 (2 ^o caso)	220,4
4	220,9
6	173,6
9	221,2
18	198,2

Tabla. 3.12: Peso de la muestra antes de triturar con reglaje de 1,5 mm, para los distintos cables en función de su longitud

Observaciones:

Al igual que ocurriera con el ensayo nº 2, en este, se ha observado nuevamente la gran efectividad de la trituradora.

Conviene señalar que en general, las bolas formadas durante la trituración, permiten separar fácilmente el material conductor del no conductor, de forma manual, aunque se buscará una metodología técnica para efectuar tal operación.

Cables de 2 cm (1^{er} caso)

Finalmente, se trituró 2 veces con cables de 2 cm y con pesos prácticamente iguales, resultando ser las operaciones más sencillas como era de esperar.



En el primer caso se introdujo todo el material inicialmente, siendo necesario ayudar a reintroducir material en forma de pequeñas pelotitas casi constantemente y hay que tener en cuenta que en la parte final de la trituración se formaron pequeños grumos de material suelto, que en este caso supusieron menos de un 3% del peso total de esta muestra (fig. 3.54).

Cables de 2 cm (2º caso)

A diferencia del caso anterior, en el segundo caso se ha introducido el material paulatinamente, apreciándose rápidamente mejores resultados y reduciéndose el tiempo de trituración en casi medio minuto.

Cables de 4 cm

En cuanto a la trituración de cables de 4 cm, podemos decir que se realizó sin mayor problema, exceptuando la presencia de una bolita de cables de aproximadamente 3 cm de diámetro (fig. 3.56).

Cables de 6 cm

Al emplear cables de 6 cm, la alimentación fue mucho más sencilla y la trituración fue mucho más rápida que en los casos anteriores, formándose alguna bolita de cables de tamaño muy reducido de aproximadamente 4,2 cm de diámetro que no presentó mayor problema en la operación.

Cables de 9 cm

Al utilizar cables de 9 cm, se ha producido el mismo efecto, pero en este caso la pelotita formada fue de tamaño superior, cuyo diámetro fue de aproximadamente 5 cm.

Cables de 18 cm

Tras 3 min. y 28 seg de haber triturado con cables de 18 cm de longitud, se ha formado una gran bola de 7,3 cm de diámetro que ha obstruido la continuación de la trituración, por lo que se ha optado por finalizar la misma.



A continuación, se expone en la tabla 3.13 los datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 1,5 mm.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_b (gr)	P_g (gr)	D_b (cm)
Nº 1	2 (1 ^{er} caso)	4	0,5	220,7	218,3	282	NP	2,4	NP
Nº 1	2 (2º caso)	4	0,5	220,4	218,6	258	NP	1,6	NP
Nº 2	4	4	1	220,9	186,5	362	24,3	9,2	3,3
Nº 3	6	4	1,5	173,6	136,3	407	29,3	7,7	3,6
Nº 4	9	4	2,25	185,7	151,8	430	30,5	13,2	4,2
Nº 5	18	4	4,5	161,4	37,5	208	116,3	7,5	7,5

Tabla. 3.13: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 1,5 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_b y sin P_g (gr)

P_b = Peso de la bola de cables tras la trituración (gr)

P_g = Peso de grumos de material suelto tras la trituración (gr)

D_b = Diámetro de la bola de cables (cm)

NP = No procede



Fig. 3.54: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm (1º caso)



Fig. 3.55: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm (2º caso)



Fig. 3.56: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 4 cm



Fig. 3.57: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.58: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 9 cm



Fig. 3.59: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 18 cm

El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.14; en función de su longitud.



PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P_{at} (gr)	$P_{TOTALdt}$ (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2 (1 ^{er} caso)	220,7	220,7	0
2 (2 ^o caso)	220,4	220,2	0,091
4	220,9	220,0	0,407
6	173,6	173,3	0,173
9	185,7	185,5	0,107
18	161,4	161,3	0,062

Tabla. 3.14: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante discos

Donde:

$P_{TOTALdt}$ = Peso Total de la muestra después de triturar (gr)

C.1. - Trituración con reglaje de 2 mm

REGLAJE DE LA TRITURADORA (mm)	DIÁMETRO HUECO CENTRAL INTERIOR (cm)
2	4

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2, 4, 6 y 9 cm, a fin de valorar la efectividad en las distintas trituraciones.

No se ha triturado con cables de 18 cm de longitud, dado que en el caso anterior para el reglaje de 1,5 mm, hubo que suprimir dicha trituración al haberse atorado la máquina por la presencia de una bola de cables, por lo que es fácilmente deducible que a mayor valor de reglaje, se presentarían mayores problemas al respecto.

En la tabla 3.15, se representa el peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables en función de su longitud.



LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2	220,2
4	220,0
6	220,4
9	219,9
18	NP

Tabla. 3.15: Peso de la muestra antes de triturar con reglaje de 2 mm, para los distintos cables en función de su longitud

Observaciones:

Cables de 2 cm

Se obtuvo un buen porcentaje de cables del menor diámetro sin triturar. En similar proporción en peso, se obtuvieron cables triturados sin haber obtenido su separación. En cuanto al material perfectamente separado, se ha observado que la parte aislante se halla en gran medida en su aspecto original.

Cables de 4 cm

Se ha obtenido gran cantidad de material sin triturar pero en menor porcentaje que en el caso anterior. Por el contrario, el material triturado sin separar se aprecia, en forma de pequeñas bolitas de aspecto irregular, constituyendo un gran porcentaje en peso. Al igual que en el caso anterior, el material aislante, permanece prácticamente íntegro.

Cables de 6 cm

Se ha formado una bola de 4,7 cm de diámetro de peso considerable. También se obtuvo material en escaso porcentaje en peso, prácticamente sin triturar. Por otra parte se obtuvo un buen contenido en material triturado, pero sin separar y finalmente el material separado, presenta en muchos casos el aislante en grandes proporciones con respecto a su presencia original.

Cables de 9 cm



Se formó una gran bola de 7 cm de diámetro que colapsó el paso de cables a los discos. Se obtuvieron 3 cables sin triturar y un porcentaje importante de cable triturado sin separar, formado por bolitas muy pequeñas. Como en el caso anterior, el material separado presenta el aislante en muchos casos, en grandes proporciones con respecto al original.

Cables de 18 cm

Dado que en el caso anterior se obstruyó el paso de cables hacia los discos por haberse formado una gran bola, lógicamente este hecho se reproducirá en este caso mucho más fácilmente y por tanto no se realizará la operación.

A continuación, se expone en la tabla 3.16 los datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 2 mm.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_b (gr)	P_e (gr)	P_g (gr)	D_b (cm)
Nº 1	2	4	0,5	220,2	187,2	256	NP	12,4	20,2	NP
Nº 2	4	4	1	220,0	137,6	257	NP	68,3	13,9	3,3
Nº 3	6	4	1,5	220,4	120,1	273	49,7	37,1	13,2	3,6
Nº 4	9	4	2,25	219,9	80,9	304	96,8	37,8	4,2	4,2
Nº 5	18	4	4,5	NP	NP	NP	NP	NP	NP	NP

Tabla. 3.16: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 2 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_b y sin P_g (gr)

P_b = Peso de la bola de cables tras la trituración (gr)

P_g = Peso de grumos de material suelto tras la trituración (gr)

P_e = Peso de cable entero ó prácticamente entero tras la trituración (gr)



D_b = Diámetro de la bola de cables (cm)

NP = No procede



Fig. 3.60: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm



Fig. 3.61: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 4 cm



Fig. 3.62: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.63: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 9 cm



Fig. 3.64: Comparativa trituración con reglajes de 1,5 y 2 mm



El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.17; en función de su longitud.

PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P_{at} (gr)	P_{TOTALdt} (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2	220,2	219,8	0,182
4	220,0	219,8	0,091
6	220,4	220,1	0,136
9	219,9	219,7	0,091
18	NP	NP	NP

Tabla. 3.17: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante discos

3.2.4.2. Trituración de Cuchillas y Tamizado

TRITURACIÓN DE CUCHILLAS

MATERIAL UTILIZADO

Cables conductores múltiples y simples procedentes de cableado eléctrico.

TIPOLOGÍA

Definimos los distintos tipos de cables empleados en el ensayo, según se muestra en la figura 3.65.



Fig. 3.65: Muestra representativa de cables de diferentes secciones

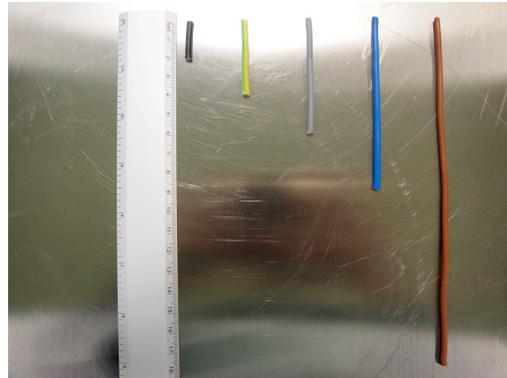


Fig. 3.66: Longitud de los cables a 2, 4, 6, 9 y 18 cm

La sección de los cables empleados en la muestra, oscilan según la siguiente tabla:

D_{Max} (mm)	D_{Min} (mm)	D_{Med} (mm)	D_H (mm)
3,33	2,13	2,8725	0,25

Donde:

D_{Max} = Diámetro máximo de los cables utilizados (mm)

D_{Med} = Diámetro medio de los cables utilizados (mm)

D_{Min} = Diámetro mínimo de los cables utilizados (mm)

D_H = Diámetro de los hilos que contienen todos los cables utilizados (mm)

OPERACIONES

1.- SELECCIÓN Y PREPARACIÓN DEL MATERIAL

En primer lugar se hará un acopio selectivo de los cables más representativos de la muestra. Se tomarán cables de distintas secciones, se tensarán y seguidamente se cortarán a 18, 9, 6, 4 y 2 cm de longitud. A continuación se procederá al pesaje en función de su longitud, posteriormente a la trituración y finalmente a su tamizado, si procede.



Fig. 3.67: Muestra de los tamaños



Fig. 3.68: Muestra de 4 cm de longitud



Fig. 3.69: Muestra de 6 cm de longitud



Fig. 3.70: Muestra de 9 cm de longitud

2.- TRITURACIÓN

Se utilizará la Trituradora de Cuchillas que muestra la figura 3.71

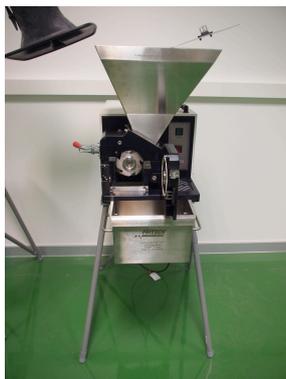


Fig. 3.71: Trituradora de cuchillas



Fig. 3.72: Material empleado en la trituración



Fig. 3.73: Introducción del material a triturar

Trataremos de obtener el material triturado mediante el empleo de tamices de 1 y 2 mm, a fin de observar los resultados obtenidos y compararlos con los obtenidos utilizando la trituradora de discos.

A.1. - Trituración con reglaje de 1 mm

TAMÍZ DE LA TRITURADORA (mm)	DIÁMETRO HUECO CENTRAL INTERIOR (cm)
1	4

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2, 4, 6, 9 y 18 cm, a fin de valorar la efectividad en las distintas trituraciones.

En la tabla 3.18, se presenta el peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables en función de su longitud.



LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2	219,9
4	220,4
6	220,1
9	220,1
18	219,9

Tabla. 3.18: Peso de la muestra antes de triturar con reglaje de 1 mm, para los distintos cables en función de su longitud

Observaciones:

Tras realizar los primeros ensayos mediante la trituradora de cuchillas, ya se puede apreciar de forma muy notoria que existen grandes diferencias en cuanto a la utilización de una u otra máquina. En este sentido, mientras que en la trituradora de discos la operación de triturado se simplifica, en la de cuchillas, dicha operación resulta mucho más compleja. Así podemos establecer unos rasgos distintivos en cuanto a eficacia y desventajas de una u otra máquina.

A continuación, se expone en la tabla 3.19 los datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de cuchillas con reglaje de 1 mm.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_{st} (gr)
Nº 1	2	4	0,5	219,9	138,5	110 + 34	80,8
Nº 2	4	4	1	220,4	133,6	83 + 71	86,6
Nº 3	6	4	1,5	220,1	136,9	78 + 67	82,5
Nº 4	9	4	2,25	220,1	139,6	88 + 41	79,9
Nº 5	18	4	4,5	219,9	143,7	165 + 66	75,6

Tabla. 3.19: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de cuchillas con reglaje de 1 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_{st} (gr)

P_{st} = Peso de la muestra después de triturar sin el tamaño requerido (gr)

NP = No procede



Fig. 3.74: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm



Fig. 3.75: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 4 cm



Fig. 3.76: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.77: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 9 cm



Fig. 3.78: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 18 cm

El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.20; en función de su longitud.

PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P_{at} (gr)	$P_{TOTALdt}$ (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2	219,9	219,3	0,27
4	220,4	220,2	0,09
6	220,1	219,4	0,32
9	220,1	219,6	0,30
18	219,9	219,3	0,27

Tabla. 3.20: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante cuchillas

A.2.- Tamizado tras trituración con reglaje de 1 mm

Se utilizará una tamizadora eléctrica, según se ilustra en la figura 3.79.



Fig. 3.79: Tamizadora eléctrica utilizada



Fig. 3.80: Panel de control



Fig. 3.81: Muestras obtenidas tras tamizar



Fig. 3.82: Resultado obtenido en en el tamiz con partículas > 2 mm



Fig. 3.83: Resultado obtenido en el tamiz con partículas entre 2-1 mm.



Fig. 3.84: Resultado obtenido en el tamiz con partículas 1-500µm.

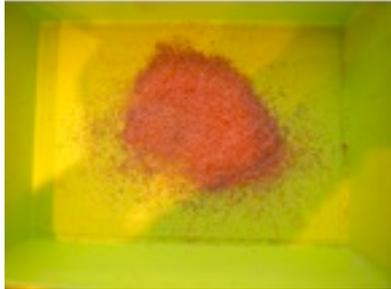


Fig. 3.85: Resultado obtenido en el tamiz con partículas entre 500-250 μm



Fig. 3.86: Resultado obtenido en el tamiz con partículas < 250 μm

Antes de tamizar la muestra se han considerado los siguientes parámetros:

A (mm/"g")	t (min)
1,5	4

Donde:

A = Amplitud de la muestra (mm/"g")

t = Tiempo empleado en tamizar (min)

La tabla 3.21 mostrada a continuación, recoge los resultados más interesantes después de tamizar la muestra.

PESO PARTÍCULAS DE LA MUESTRA TAMIZADA (gr)						
ENSAYO	> 2 mm	1 - 2 mm	1 - 500 μm	500 - 250 μm	< 250 μm	TOTAL
Nº 1	16,1	87,8	56,1	63,3	6,8	230,1
Nº 2	26,3	79,9	68,5	51,9	8,3	234,9
Nº 3	30,0	73,1	32,3	33,0	5,7	173,1
Nº 4	18,5	74,7	44,4	42,1	6,8	186,5
Nº 5	2,0	13,5	38,6	65,8	8,1	128,0

Tabla. 3.21: Resultados más interesantes tras el tamizado de la muestra correspondiente a trituración con reglaje de 1 mm



Observaciones:

Se ha observado que las pérdidas más significativas en peso de la muestra tras el tamizado se dan para cables de 18 cm.

También se ha apreciado como se puede ver en la figura 4, que tras tamizar, se ha obtenido parte de la muestra con partículas muy finas en forma de polvo que presentan un aspecto grisáceo, y que a simple vista no nos permite apreciar si se trata de partículas conductoras ó no conductoras, por lo que posteriormente se tratará mediante algún sistema de separación y así poder calcular el porcentaje correspondiente en cada caso.

Se ha observado en general, que tras el tamizado el material retenido en el tamiz con partículas > 2 mm es fácilmente separable. Su peso es bajo en comparación con las partículas obtenidas entre 2-1 mm, tal como se puede apreciar en la tabla anterior.

Respecto del material obtenido entre 2-1 mm, podemos decir que es el peso mayoritario de la muestra, con las partículas conductoras y no conductoras perfectamente definidas.

En el material recogido entre 1 mm–500 μ m, también se distingue perfectamente el material conductor del no conductor, sin embargo constituye un tercio del peso total de la muestra.

En el material recogido entre 500–250 μ m, prácticamente se pueden separar manualmente las partículas conductoras de las no conductoras. Su peso es similar al obtenido el caso anterior.

Finalmente, el material obtenido < 250 μ m, es el de menor peso, salvo en el caso de cables de 18 cm. Nos encontramos con material muy fino que pudiera contener partículas conductoras y no conductoras. Por ello actuaremos de la siguiente forma:

- En primer lugar analizaremos en el microscopio una parte de la muestra, a fin de verificar si contiene material conductor.

- Posteriormente, si la muestra analizada contuviese material conductor, tamizaremos nuevamente empleando para ello un tamiz de 500 μm , a fin de separar el material fino de las grandes partículas conductoras de Cu.
- Finalmente, si se diese el caso anterior y una vez separado el material fino, emplearíamos el método de flotación para determinar su fracción metálica.

a) ANÁLISIS DE LA MUESTRA EN EL MICROSCOPIO

Se puede constatar que, efectivamente la muestra de material fino analizada en el microscopio contiene partículas conductoras, según se puede apreciar en la figura 3.88, por tanto volveremos a tamizar las partículas $< 1 \text{ mm}$.



Fig. 3.87: Análisis de la muestra vista en el microscopio



Fig. 3.88: Ampliación de la muestra vista en el microscopio

b) TAMIZADO DE LA MUESTRA CON TAMÍZ DE 500 μm

En este caso emplearemos una tamizadora más pequeña, pero introduciendo los mismos valores en los parámetros utilizados en el primer tamizado, es decir:

A (mm/"g")	t (min.)
1,5	4



Donde:

A = Amplitud de la muestra (mm/”g”)

t = Tiempo empleado en tamizar (min)

B.1. - Trituración con reglaje de 2 mm

TAMÍZ DE LA TRITURADORA (mm)
2

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2, 4, 6 y 9 cm, a fin de valorar la efectividad en las distintas trituraciones.

No se ha triturado con cables de 18 cm de longitud, dado que en el caso anterior para el reglaje de 1,5 mm, hubo que suprimir dicha trituración al haberse atorado la máquina por la presencia de una bola de cables, por lo que es fácilmente deducible que a mayor valor de reglaje, se presentarían mayores problemas al respecto.

En la tabla 3.22, se presenta el peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables en función de su longitud.

LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2	220,2
4	220,0
6	220,4
9	219,9
18	NP

Tabla. 3.22: Peso de la muestra antes de triturar con reglaje de 2 mm, para los distintos cables en función de su longitud

Observaciones:



Cables de 2 cm

Se obtuvo un buen porcentaje de cables del menor diámetro sin triturar. En similar proporción en peso, se obtuvieron cables triturados sin haber obtenido su separación. En cuanto al material perfectamente separado, se ha observado que la parte aislante se halla en gran medida en su aspecto original.

Cables de 4 cm

Se ha obtenido gran cantidad de material sin triturar pero en menor porcentaje que en el caso anterior. Por el contrario, el material triturado sin separar se puede apreciar en forma de pequeñas bolitas de aspecto irregular, en un gran porcentaje en peso. Al igual que en el caso anterior, el material separado presenta el aislante, en muchos casos prácticamente íntegro.

Cables de 6 cm

Se ha formado una bola de 4,7 cm de diámetro de peso considerable. También se obtuvo material en escaso porcentaje en peso, prácticamente sin triturar. Por otra parte se obtuvo un buen contenido en material triturado, pero sin separar y finalmente el material separado, presenta en muchos casos el aislante en grandes proporciones con respecto a su presencia original.

Cables de 9 cm

Se formó una gran bola de 7 cm de diámetro que colapsó el paso de cables a los discos. Se obtuvieron 3 cables sin triturar y un porcentaje importante de cable triturado sin separar, formado por bolitas muy pequeñas. Como en el caso anterior, el material separado presenta el aislante en muchos casos, en grandes proporciones con respecto al original.

Cables de 18 cm

Dado que en el caso anterior se obstruyó el paso de cables hacia los discos por haberse formado una gran bola, lógicamente este hecho se reproducirá en este caso mucho más fácilmente y por tanto no se realizará la operación.



A continuación, se expone en la tabla 3.23 los datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de cuchillas con reglaje de 2 mm.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_b (gr)	P_e (gr)	P_g (gr)	D_b (cm)
Nº 1	2	4	0,5	220,2	187,2	256	NP	12,4	20,2	NP
Nº 2	4	4	1	220,0	137,6	257	NP	68,3	13,9	3,3
Nº 3	6	4	1,5	220,4	120,1	273	49,7	37,1	13,2	3,6
Nº 4	9	4	2,25	219,9	80,9	304	96,8	37,8	4,2	4,2
Nº 5	18	4	4,5	NP	NP	NP	NP	NP	NP	NP

Tabla. 3.23: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de cuchillas con reglaje de 2 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_b y sin P_g (gr)

P_b = Peso de la bola de cables tras la trituración (gr)

P_g = Peso de grumos de material suelto tras la trituración (gr)

P_e = Peso de cable entero ó prácticamente entero tras la trituración (gr)

D_b = Diámetro de la bola de cables (cm)

NP = No procede



Fig. 3.89: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 2 cm



Fig. 3.90: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 4 cm

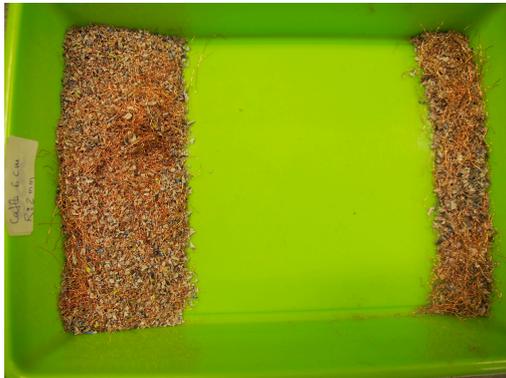


Fig. 3.91: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 6 cm



Fig. 3.92: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 9 cm

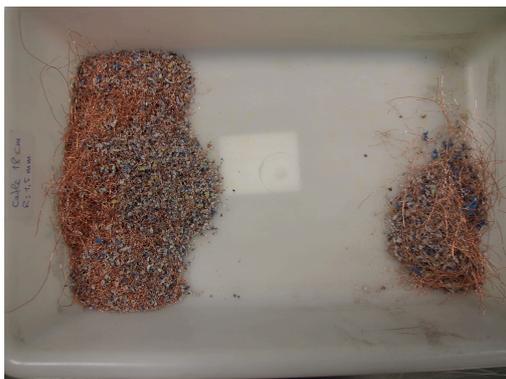


Fig. 3.93: Resultado de la muestra tras la trituración de cables de 18 cm



Fig. 3.94: Comparativa de los resultados de las muestras tras la trituración con reglajes de 1 y 2 mm

El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.24; en función de su longitud.



PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P _{at} (gr)	P _{TOTALdt} (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2	220,2	219,8	0,182
4	220,0	219,8	0,091
6	220,4	220,1	0,136
9	219,9	219,7	0,091
18	NP	NP	NP

Tabla. 3.24: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante cuchillas

3.2.4.3. Comparativa entre trituración de discos y de cuchillas

◆ Trituradora de Discos

1. El tiempo inicial empleado en la trituración es mayor.
2. El tiempo final empleado en la trituración es mucho menor.
3. Se obtiene, parte del material sin triturar adecuadamente, en forma de grumos, bolas y material prácticamente integro sin triturar.
4. Se hace necesario volver a triturar el material obtenido, sin el tamaño necesario.
5. La recuperación final de material en peso tras triturar es prácticamente total.
6. La limpieza de la máquina y la recuperación del material de su interior se realiza en breves segundos.
7. Resulta más efectiva si introducimos paulatinamente el material a triturar.
8. No se observa prácticamente material pulvígeno resultante.
9. No es necesario tamizar para separar el Cu del aislante.
10. La precisión en cuanto al empleo de galgas para su reglaje puede resultar menos efectiva.
11. Por otra parte resulta muy adaptable, en cuanto al tamaño final que nos interese obtener.



◆ **Trituradora de Cuchillas**

1. El tiempo inicial empleado en la trituración es menor.
2. El tiempo final empleado en la trituración es mucho mayor.
3. En primera instancia, se obtiene una parte importante del material sin triturar al tamaño requerido.
4. Se hace necesario repetir la operación sucesivamente, hasta conseguir el tamaño deseado, resultando la operación excesivamente larga y por lo tanto cuantiosa.
5. La limpieza minuciosa de máquina resulta ciertamente laboriosa.
6. A parte de limpiar el interior de la máquina, también hay que retirar el material incrustado en el tamiz ya que de otra forma perderíamos eficiencia en sucesivas pasadas así como pérdida del material no recuperado.
7. En nuestro caso, se puede introducir íntegramente el material a triturar, ya que el propio peso del material, hace más efectiva la operación.
8. La presencia de material pulvígeno tras la trituración, hace necesario el tamizado para analizar y tratar el polvo obtenido, a fin de obtener una separación aceptable mediante algún método adecuado, lo cual ralentiza la operación.
9. El reglaje es muy estricto, ya que se utilizan tamices para la obtención de diferentes tamaños.

3.2.5. Diagrama de flujo para el reciclaje de chatarra electrónica mediante separación electrostática de alta tensión

Después de haber realizado diferentes ensayos mediante la trituradora de cuchillas, la trituradora de discos y sus tamizados correspondientes con idéntico material, se ha realizado una comparativa entre ambos resultados. Se ha determinado que para los parámetros indicados, resulta más eficiente la trituración mediante discos ya que



recupera más peso, tarda menos tiempo y las muestras obtenidas presentan una mejor trituración.

Como suele ocurrir en este tipo de procesos industriales, las operaciones realizadas pasan por hacer varias pasadas en una misma máquina y utilizar varias máquinas durante el proceso.

A continuación, se realizó un diagrama de flujo (ver figura 3.95) que muestra a la trituradora de discos como la trituración primaria con un reglaje de 1 mm, y al producto generado por ella tras efectuar el pertinente tamizado, con tamaños mayores de 2 mm. Este producto, se pasará a su vez a una trituración secundaria, mediante la trituradora de cuchillas con reglaje de 1 mm, para obtener así, el tamaño deseado. En este punto hay que tener en cuenta, que en el caso de que el material mayor de 2 mm tuviera poco peso, las cuchillas de la trituradora de cuchillas pueden hacer rebotar una y otra vez el material, dilatando exhaustivamente el proceso en el tiempo y por ello, en este caso, pueda resultar más conveniente pasar a la trituración secundaria todo el material proveniente del tamizado, excepción hecha del material inferior a 500 μm , el cual se tratará por vía húmeda.

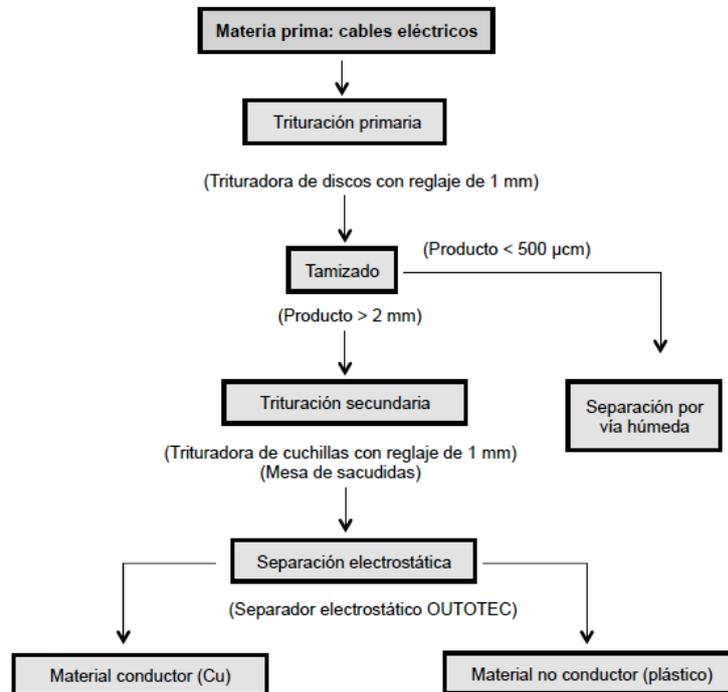


Fig. 3.95: Diagrama de flujo para el reciclaje de chatarra electrónica mediante separación electrostática de alta tensión.

Realizado el diagrama de flujo, se procedió a pasar el material seleccionado por la trituradora de discos con reglaje de 1 mm y a continuación, el material obtenido se sometió al tamizado. Así, los tamaños obtenidos mayores a 2 mm, fueron pasados por la trituradora de cuchillas con reglaje de 1 mm, mientras que los tamaños obtenidos menores de 500 μm se analizaron en el microscopio y posteriormente fueron sometieron a su separación por vía húmeda. En principio se empleó la celda de flotación por espumas y dados los malos resultados se optó por emplear la mesa de sacudidas. De aquí se obtuvo una separación aceptable tras secar el material, clasificando el material en denso medio y ligero. Posteriormente el material se calcinó mediante tres crisoles en un horno de mufla a 500 $^{\circ}\text{C}$ durante 12 horas. El peso obtenido de la muestra se sumará a los 193,6 gr obtenidos del material mayor de 500 μm , el cual será empleado para realizar los ensayos definitivos de separación mediante el separador electrostático de alta tensión.



4. CONCENTRACIÓN DE LAS MUESTRAS

Tras finalizar la fase de preparación y haber realizado el tamizado y análisis de muestras en microscopio, se procederá a desarrollar la fase de concentración en el laboratorio. En primer lugar, fueron realizadas diversas pruebas en el separador de alta tensión con el fin de tratar de optimizar en primera instancia el proceso, observando para ello cuales son los parámetros más influyentes en el mismo. Recogeremos los datos pertinentes de la separación, como son el peso total de las muestras, la recuperación obtenida del cobre, etc. A continuación se introducirán dichos datos en el programa “Statgraphics Plus”, mediante el cual obtendremos una selección óptima de los parámetros que finalmente influyen más en el proceso de separación. Conocidos dichos parámetros, se efectuará un número de ensayos correspondiente al factorial del número de parámetros más influyentes, según se desprenda de los resultados de dicho programa. En el caso que nos atañe, se tratará de tres parámetros muy influyentes, por lo que los ensayos a realizar se reducirán a:

$$3^3 = 27$$

La concentración mecánica del material, básicamente consistirá en recuperar la fracción metálica, es decir, saber el peso del material metálico recuperado al final del proceso, respecto al peso inicial de la muestra. Para ello, se realizarán las siguientes operaciones:

1. Tras analizar en el microscopio las muestras obtenidas de tamizar mediante tamiz de 500 μm y observar la presencia de metal, dichas muestras serán introducidas en una celda de flotación por espumas, a fin de separar y determinar por vía húmeda su fracción metálica.
2. Seguidamente, dados los malos resultados obtenidos en el proceso anteriormente citado, se ha procedido a separar la parte metálica del aislante, empleando en esta ocasión una mesa de sacudidas.
3. Se tomaron muestras de los resultados obtenidos en el paso anterior y se sometieron en sendos crisoles a alta temperatura en un horno de mufla.
4. Tras calentarse en el horno de mufla, se realizó el pesaje del contenido de los crisoles para determinar la fracción metálica obtenida.



5. A continuación se procedió a separar el material obtenido tras tamizar, correspondiente a tamaños superiores a 500 μm mediante un separador electrostático de alta tensión. Previamente, ya se conocían las posiciones y valores a aplicar más eficientes de los distintos parámetros que afectan a la separación. La separación se realizará con la muestra elegida, tras efectuar el pertinente análisis de las muestras. Se realizaron 27 ensayos, resultado de combinar los tres parámetros más influyentes en el separador.
6. Pesaje de muestras obtenidas tras los ensayos efectuados durante la separación.
7. Estudio y elección del ensayo más eficiente para determinar la fracción metálica más idónea.

Las herramientas y útiles de trabajo empleadas en esta fase (figura 3.96) para preparar el material en las condiciones deseadas, son las siguientes:

- Crisoles cerámicos para introducir el material seleccionado dentro del horno de mufla.
- Guantes ignífugos de protección frente a altas temperaturas.
- Pinzas para la sujeción e introducción de los crisoles en el interior del horno de mufla.
- Tres calderos para recoger el agua y material rebosante de la mesa de sacudidas.
- Bandejas similares a las empleadas en la fase de preparación del material.



Fig. 3.96: Crisoles, guantes y pinzas empleados en la calcinación del material



En el presente apartado, al igual que se ha realizado con la fase de preparación, se realizará una somera descripción del equipamiento empleado en esta fase.

4.1. Equipos utilizados en el laboratorio

En este apartado, se realizará una somera descripción del equipamiento empleado, tanto en la concentración de las muestras como en el desarrollo de los ensayos llevados a cabo en el Laboratorio.

A continuación se exponen los equipos empleados en la separación de cada uno de los ensayos realizados.

4.1.1. Celda de flotación por espumas

Tras analizar en el microscopio y posteriormente valorar la posible presencia de una parte de Cu proveniente de la tamizadora, se optó en primer lugar por emplear la celda de flotación por espumas, a fin de separar la parte metálica del aislamiento.

El proceso de flotación se lleva a cabo en las denominadas celdas de flotación, que son equipos que consisten, esencialmente, en una cuba en la que entra la pulpa y mediante un agitador o turbina en su parte inferior, origina o facilita la creación de las burbujas. Estas, normalmente, se forman de dos maneras: bien mediante el propio giro del rodete del agitador, que crea un torbellino que introduce el aire a la parte inferior de la cuba insuflando además, aire comprimido en ésta. Las celdas, por lo común, se montan en bancos de varias unidades y, los bancos, en varias etapas en las que se realizan diferentes separaciones. Normalmente, un desbaste.

Los equipos empleados en el proceso de flotación pueden ser de dos tipos, en función del método de agitación de la pulpa: neumáticos y mecánicos. Los primeros han ido



dejando paso a los segundos dado el excesivo coste económico en aire comprimido y la excesiva turbulencia de las máquinas neumáticas.



Fig. 3.97: Celda de flotación por espumas

4.1.2. Mesa de sacudidas

Como segunda opción más rentable, tras haber empleado la celda de flotación por espumas, se ha optado por utilizar la mesa de sacudidas, según se puede apreciar en la figura 98.

Como "Mesas y Canales de Concentración" se conocen al conjunto de aparatos que extienden la pulpa en lamina delgada, sobre una superficie inclinada y separan el útil del estéril por la acción de una corriente de agua que hace avanzar el género pendiente abajo. Los tamaños que mejor se tratan están comprendidos entre 0,2 mm y 2 mm.



Fig. 3.98: Mesa de sacudidas

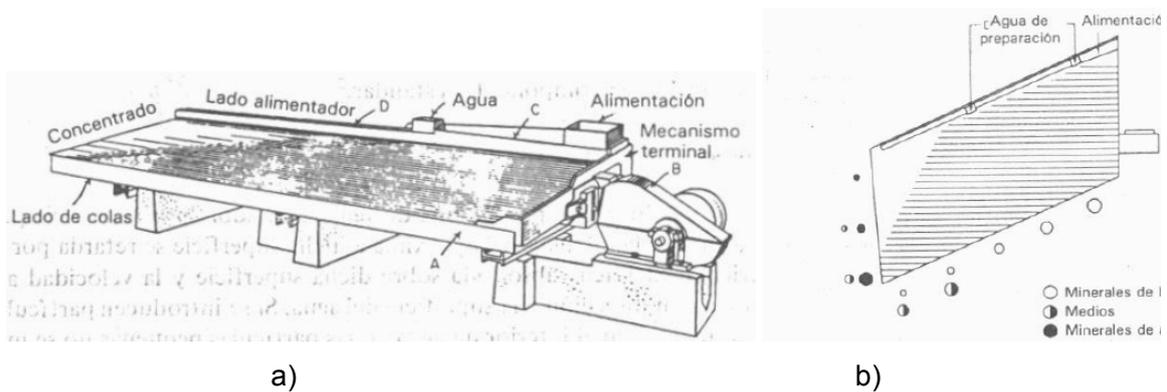


Fig. 3.99: Vistas: a) frontal y b) superior

4.1.3. Horno de mufla LENTON DESINGS LTD

Se utilizó para calcinar las muestras densa, mixta y ligera obtenidas de la mesa de sacudidas, con el objeto de determinar la fracción metálica obtenida del polvo resultante del tamizado con tamiz de 500 μm .



Fig. 3.100: Horno de mufla utilizado

4.1.4. Separador electrostático de alta tensión OUTOTEC EHTP (25,26) 111-15

Inicialmente, se utilizó el separador para determinar la influencia de las distintas variables que pueden afectar al resultado final del proceso. Una vez determinadas las variables más influyentes, y tras haber realizado el tamizado de cada muestra, se eligieron las muestras más idóneas para optimizar el proceso. Dichas muestras fueron utilizadas en el separador y tras analizar las mismas, se decidió cual era la más relevante en cuanto a la ley y recuperación de cobre.

En el Anexo II: “Separador electrostático de alta tensión”, se desarrolla este apartado, ya que se trata de la máquina clave para obtener finalmente los resultados buscados.

En la figura 3.102, se muestra el modelo de separador de alta tensión para laboratorio de la casa OUTOTEC utilizado para los ensayos.



Fig. 3.101: Separador de alta tensión

Las características y datos técnicos son expuestos a continuación:

DATOS TÉCNICOS:

Potencia de entrada:	Tensión: 230 V. en c.a Frecuencia: 50 Hz Monofásico
Alta Tensión:	Disponible en c.c. y en c.a
Tamaño del rodillo:	Rodillo de diámetro 356 mm (14") Rodillo de diámetro 254 mm (10")
Alimentación de la tolva:	Alimentador vibratorio ajustable Alimentador vibratorio lateral
Selección del electrodo:	Electrodo de radiación Electrodo estático Electrodo de radiación extra
Polaridad del electrodo:	Positiva y Negativa
Calentador del rodillo:	Disponible
Ajustes mediante tuercas:	Alimentador y Bandeja vibratoria
Separador de placa:	Disponible
Calentador:	Disponible



4.2. Ensayos de concentración

4.2.1. Ensayo de concentración N° 1: material tipo I

El material tipo I consistió en chatarra electrónica. El ensayo N° 1 se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

La finalidad principal de dichas réplicas es tratar de observar el funcionamiento del separador electrostático de alta tensión, así como la influencia de los distintos parámetros que actúan sobre él, para de esta forma, afinar en sucesivos ensayos que puedan resultar decisivos para el desarrollo de esta tesis.

En este caso se ha empleado residuo industrial de diversa índole, como cables eléctricos, electrónicos y telefónicos, adaptadores de tomas de corriente, placas base y carcasas metálicas y de plástico.

Una vez triturado el material inicial a tamaños de 2 y 4 mm respectivamente, se procedió a realizar la operación de separación.

1.- SEPARACIÓN

Configuración del Separador Electrodinámico

1.- Flujo de Alimentación

8 rpm

2.- Velocidad del Rotor

33 rpm

3.- Posición del Electrodo Dinámico



LETRA	J	
Cuadrante	X	

NÚMERO	20	
Cuadrante		X

4.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	LETRA	E	
	Cuadrante	X	

Eje Central	NÚMERO	14	
	Cuadrante		X

5.- Voltaje del Electrodo

30,4 kV

6.- Posición de los Separadores de las Tolvas

ST-1	ST-2	ST-3
20	-6	-16

7.- Temperatura del Calentador

30 °C



Fig. 3.102: Preparación de la configuración del separador

1º. Separación con partículas < 1 mm.

Para este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y el electrodo estático. Se ha observado que:

- En la Tolva nº 4 (T-4) se han obtenido principalmente partículas conductoras de tamaño muy fino de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones), con presencia minoritaria de alguna partícula no conductora.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se han obtenido partículas conductoras de tamaño más grueso de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones) que en la tolva anterior, así como algunas partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras de tamaño similar al obtenido en la tolva anterior, con presencia minoritaria de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida)
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han obtenido partículas no conductoras muy finas, con aspecto pulvígeno, de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones), con presencia en muy bajo porcentaje de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida).

En la figura 3.103 se puede observar el muestreo obtenido tras haber realizado la separación.

Así mismo, en la tabla 3.25 se muestran los pesos netos de las partículas < 1 mm, una vez efectuada la separación.



Figura 3.103. Muestras obtenidas tras la separación con partículas < 1 mm

Tolvas	Peso con bandeja (gr)	Peso de la bandeja (gr)	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	144,5	120,2	24,3
T-3	231,3	119,7	111,6
T-2	167,4	119,7	47,7
T-1	431,8	149,1	282,7

Tabla 3.25: Pesos netos de las partículas < 1 mm, una vez efectuada la separación

Observaciones:

Se ha observado que debido a la configuración inicial de la máquina, al ponerse en funcionamiento la misma, un porcentaje mínimo del material introducido en el alimentador que se vierte desde la bandeja al rodillo, se desplaza en sentido inverso al del propio rodillo con la consiguiente pérdida de efectividad en el ensayo. Por tal motivo se tendrá en cuenta en los sucesivos ensayos, que habrá que desplazar convenientemente el alimentador y la bandeja hacia la derecha. Tal hecho se ha traducido en una mayor presencia de partículas conductoras en T-1, aunque de forma minoritaria.



2º. Separación con partículas < 2 mm y con la misma configuración del separador que en el caso anterior.

Para este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y el electrodo estático. Se ha empleado la misma configuración que para el caso anterior.

- En la Tola nº 4 (T-4) se han obtenido principalmente partículas conductoras de tamaño fino de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones), con presencia minoritaria de algunas partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se han obtenido partículas conductoras de tamaño más grueso de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones) que en la tolva anterior, así como algunas partículas conductoras en mayor cantidad que en la tolva anterior.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras de tamaño ligeramente inferior al obtenido en la tolva anterior, con presencia minoritaria de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida)
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han obtenido partículas no conductoras más finas de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones) que en la tolva anterior, con presencia en muy bajo porcentaje de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida).

En la figura 3.104 se puede observar el muestreo obtenido tras haber realizado la separación.

Por otra parte, en la tabla 3.26 se muestran los pesos netos de las partículas < 2 mm, una vez efectuada la separación.



Fig. 3.104: Material obtenido tras la separación del material triturado a 2 mm



Fig. 3.105: Material que no consigue saltar sobre el rodillo

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	2,5
T-3	10,46
T-2	52,4
T-1	223,9

Tabla 3.26: Pesos netos de las partículas < 2 mm, una vez efectuada la separación

Observaciones:

Se ha empleado idéntica configuración para el separador que en el caso anterior. En el tramo final de la separación se ha utilizado una velocidad del alimentador de 20-30 rpm. Se ha podido observar que en la parte final de la separación, que una pequeña parte del material, no se vierte sobre el rodillo por lo que ha permanecido en el mismo, según se puede apreciar en la figura 3.106 anteriormente expuesta. Por tal motivo, se ha probado con mayor velocidad hasta alcanzar las 50 rpm, sin apreciar movimiento significativo de dicho material. Esta cuestión se tendrá en cuenta en los sucesivos ensayos a la hora de configurar los dispositivos del separador, ya que se trata de un parámetro influyente en el resultado final.



3°. Separación con partículas < 2 mm con mezcla de T-3 y T-4 y con la misma configuración del separador que en el caso anterior.

Al igual que en los casos anteriores, este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y electrodo estático. Se ha empleado la misma configuración que para el caso anterior.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se han obtenido principalmente partículas conductoras de tamaño fino y color claro (Al) y con presencia minoritaria de algunas partículas de Cu así como escasísima presencia de partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se han obtenido partículas conductoras laminares de mayor volumen y presencia mayoritaria de Al y de Cu y aleaciones de color dorado. Escasísima presencia de partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas de inferior granulometría que en el caso anterior, donde aproximadamente la mitad corresponde a partículas conductoras y el resto a partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han obtenido partículas mayormente no conductoras, con presencia en muy bajo porcentaje de partículas conductoras de Al, Cu y otras aleaciones.

En la tabla 3.27 se muestran los pesos netos de las partículas < 2 mm, una vez efectuada la separación.

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	2,0
T-3	97,0
T-2	2,4
T-1	3,9

Tabla 3.27: Pesos netos de las partículas < 2 mm,
una vez efectuada la separación



4°. Separación con partículas < 2 mm con mezcla de T-3 y T-4, pero con distinta configuración que para el caso inicial

Al igual que en los casos anteriores, este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y electrodo estático. La única modificación que se ha realizado en este caso respecto del anterior, es en cuanto a la configuración. Es decir, se ha modificado solamente el voltaje aplicado al electrodo estático.

5.- Voltaje del Electrodo

30 - 42 kV

Comparando este caso con el anterior, vamos a ver cómo influye la tensión aplicada al electrodo estático.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se ha obtenido mayor peso, pudiendo ser debido a aplicar mayor tensión al electrodo.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se ha obtenido menor peso que en el caso anterior.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se ha obtenido un peso similar al caso anterior.
- En la Tolva nº 1 (T-1) se ha obtenido mayor peso, pudiendo ser debido a la suciedad del rodillo.

En la tabla 3.28 se muestran los pesos netos de las partículas < 2 mm para esta configuración, una vez efectuada la separación.

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	3,6
T-3	93,4
T-2	2,4
T-1	4,8

Tabla 3.31: Pesos netos de las partículas < 2 mm,
una vez efectuada la separación



5°. Separación con partículas < 2 mm con mezcla de T-1 y T-2 y con la misma configuración del separador que en el caso inicial.

Al igual que en los casos anteriores, este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y electrodo estático.

En la tabla 3.29 se muestran los pesos netos de las partículas < 2 mm para esta configuración, una vez efectuada la separación.

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	1,1
T-3	19,9
T-2	34,4
T-1	215,8

*Tabla 3.29: Pesos netos de las partículas < 2 mm,
una vez efectuada la separación*

4.2.2. Ensayo de concentración N° 2: material tipo II

El material tipo II consistió en cables de conductores múltiples de tipo telefónico, eléctrico y electrónico. Al igual que el ensayo N° 1, el ensayo N° 2 también se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

Tras haber realizado la trituración previa pertinente, la finalidad principal de este ensayo es observar el funcionamiento del separador electrostático de alta tensión, así como la influencia de los distintos parámetros que actúan sobre él, para finalmente tratar de definir con la mayor precisión posible la fracción metálica obtenida.

En este caso, los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos, electrónicos y telefónicos, así como cables para el conexionado de CPU's y de otro tipo de equipos.



1.- SEPARACIÓN

Réplica de ensayo 1.

Configuración del Separador Electrodinámico:

1.- Flujo de Alimentación

1 rpm

2.- Velocidad del Rotor

12 rpm

3.- Posición de los Electrodo:

3.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X

3.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central		POSICIÓN	M - 21
	Cuadrante		X

4.- Voltaje del Electrodo

25 kV

5.- Posición de los Separadores de las Tolvas



ST-1	ST-2	ST-3
20	0	20

Separación con partículas < 2 mm

Para este ensayo se utilizará el Rodillo de 14", el Electrodo de Radiación y el Electrodo Estático.

Partiendo de los 248,4 gr del peso de la muestra tras triturar, se ha procedido a realizar la separación, tras la cual se ha obtenido un peso total de 238,276 gr, cuya distribución de los pesos se puede observar en la tabla 3.30.

- En la Tolva nº 3 (T-3) se han obtenido prácticamente todas las partículas conductoras.

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)	Peso Neto Partículas (%)
T-4	37,815	15,87
T-3	93,224	39,12
T-2	49,513	20,78
T-1	57,724	24,23

Tabla 3.30 : Distribución de pesos de la muestra obtenidos tras la separación

Observaciones:

Se ha observado que resulta muy complicado separar las partículas conductoras trituradas a un tamaño < 2 mm, dado que permanecen unidas en bloque y así permanecen prácticamente hasta depositarse en las tolvas.



Inicialmente, se ha configurado el separador para un voltaje del electrodo de 30 kV, observándose sucesivos arcos eléctricos, por lo que posteriormente ha sido modificado hasta los 25 kV, tensión donde la separación resulta ser más efectiva y sin producción de arcos eléctricos.

Réplica de ensayo 2.

Configuración del Separador Electrodinámico

1.- Flujo de Alimentación

1 rpm

2.- Velocidad del Rotor

12 rpm

3.- Posición de los Electrodo:

3.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X

3.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central		POSICIÓN	M - 21
	Cuadrante		X

4.- Voltaje del Electrodo

25 kV

5.- Posición de los Separadores de las Tolvas



ST-1	ST-2	ST-3
20	0	20

Separación con partículas < 2 mm.

Para este ensayo se utilizará el Rodillo de 14", el Electrodo de Radiación y el Electrodo Estático.

Partiendo de los 238,276 gr del peso de la muestra tras haber realizado la separación anterior, se ha procedido a realizar la separación en la réplica de ensayo 2, tras la cual se ha obtenido un peso total de 224,685 gr, cuya distribución de los pesos se puede observar en la tabla 3.34.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se ha obtenido una parte ínfima de partículas conductoras de tamaño muy fino.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se ha obtenido una pequeña cantidad de partículas conductoras, así como de no conductoras.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras y de tamaño más grueso con respecto a las obtenidas en la tolva anterior. En este caso la cantidad de partículas es también importante.
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han concentrado la mayoría de las partículas más finas y no conductoras con aspecto pulverulento, con presencia en muy bajo porcentaje de partículas conductoras de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones).

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)	Peso Neto Partículas (%)
T-4	28,435	12,66
T-3	46,015	20,48
T-2	81,606	36,32
T-1	68,629	30,54

Tabla 3.31 : Distribución de pesos de la muestra obtenidos tras la separación



Observaciones:

A diferencia de las partículas conductoras, las no conductoras resultan mucho menos complicadas de separar al estar el material muy suelto.

Réplica de ensayo 3.

Configuración del Separador Electrodinámico

1.- Flujo de Alimentación

2 rpm

2.- Velocidad del Rotor

12 rpm

3.- Posición de los Electrodo:

3.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X

3.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central		POSICIÓN	M - 21
	Cuadrante		X

4.- Voltaje del Electrodo

35 kV

5.- Posición de los Separadores de las Tolvas



ST-1	ST-2	ST-3
20	20	20

6.- Temperatura

70 °C

Separación con partículas < 2 mm

Para este ensayo se utilizará el Rodillo de 14", el Electrodo de Radiación y el Electrodo Estático.

Partiendo de los 224,685 gr del peso de la muestra tras haber realizado la separación anterior, se ha procedido a realizar la separación en la réplica de ensayo 2, tras la cual se ha obtenido un peso total de 210,652 gr, cuya distribución de los pesos se puede observar en la tabla 3.32.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se ha obtenido una parte ínfima de partículas conductoras de tamaño mucho más fino que en T-3.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se ha obtenido una pequeñísima cantidad de partículas conductoras.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras y algunas conductoras en muy pequeña cantidad de tamaño más grueso con respecto a las obtenidas en la tolva anterior.
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han concentrado la mayoría de las partículas más finas y no conductoras con presencia casi inapreciable de partículas conductoras.



Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)	Peso Neto Partículas (%)
T-4	13,629	6,47
T-3	49,271	23,39
T-2	70,379	33,41
T-1	77,373	36,73

Tabla 3.32: Distribución de pesos de la muestra obtenidos tras la separación

Observaciones:

Se ha observado que el separador de tolvas situado en el extremo derecho, no afecta prácticamente en la separación. Se ha iniciado la separación con una tensión de 40 kV, produciéndose gran cantidad de arcos eléctricos, por lo que se ha optado por bajar la misma a 35 kV, apreciándose en este caso algún que otro arco de forma esporádica, pero dando como resultado una muy buena separación. Es posible que el precalentamiento de las partículas a 70 °C haya facilitado que las partículas estuvieran más sueltas y por consiguiente una mejor separación.

Réplica de ensayo 4.

Configuración del Separador Electrodinámico

1.- Flujo de Alimentación

2 rpm

2.- Velocidad del Rotor

12 rpm

3.- Posición de los Electrodo:

3.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X



3.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central	POSICIÓN	M - 21	
	Cuadrante		X

4.- Voltaje del Electrodo

35 kV

5.- Posición de los Separadores de las Tolvas

ST-1	ST-2	ST-3
20	20	20

6.- Temperatura

70 °C

Separación con partículas < 1 mm



Fig. 3.106: Partículas No Conductoras < 1 mm



Fig. 3.107: Partículas Conductoras < 1 mm

Para este ensayo se utilizará el Rodillo de 14", el Electrodo de Radiación y el Electrodo Estático.

Partiendo de los 210,652 gr del peso de la muestra tras haber realizado la separación anterior, se ha procedido a realizar la separación en la réplica de ensayo 2, tras la cual se ha obtenido un peso total de 199,871 gr, cuya distribución de los pesos se puede observar en la tabla 3.33.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se ha obtenido una parte ínfima de partículas conductoras de tamaño mucho más fino que en T-3.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se ha obtenido una pequeñísima cantidad de partículas conductoras.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras y de tamaño más grueso con respecto a las obtenidas en la tolva anterior, pero en muy pequeña cantidad.
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han concentrado la mayoría de las partículas más finas y no conductoras con presencia casi inapreciable de partículas conductoras.



Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)	Peso Neto Partículas (%)
T-4	18,528	9,27
T-3	32,159	16,09
T-2	65,758	32,90
T-1	83,426	41,74

Tabla 3.33: Distribución de pesos de la muestra obtenidos tras la separación

Observaciones:

Se ha observado que el separador de tolvas situado en el extremo derecho, no afecta prácticamente en la separación. Se ha iniciado la separación con una tensión de 40 kV, produciéndose gran cantidad de arcos eléctricos, por lo que se ha optado por bajar la misma a 35 kV, apreciándose en este caso algún que otro arco de forma esporádica, pero dando como resultado una muy buena separación. Es posible que el precalentamiento de las partículas a 70 °C haya facilitado que las partículas estuvieran más sueltas y por consiguiente una mejor separación.

4.2.3. Ensayo de concentración N° 3: material tipo III

El material tipo III consistió en cables de conductores múltiples y simples, procedentes de cableado eléctrico. Al igual que los ensayos N° 1 y N° 2, el ensayo N° 3 también se caracteriza por el desarrollo de réplicas de ensayo de tanteo.

Tras haber realizado la trituración previa pertinente para tamaños inferiores a 2 mm, la finalidad principal de este ensayo es observar el funcionamiento del separador electrostático de alta tensión, así como la influencia de los distintos parámetros que actúan sobre él, para finalmente tratar de definir con la mayor precisión posible la fracción metálica obtenida.



Los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos y electrónicos.

1.- SEPARACIÓN

Separación con el Separador Electrostático de Alta Tensión

1.- Flujo de Alimentación

2 - 6 rpm

2.- Velocidad del Rotor

40 - 50 rpm

3.- Posición de los Electrodo:

3.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X

3.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central		POSICIÓN	M - 21
	Cuadrante		X

4.- Voltaje del Electrodo

25 kV

5.- Posición de los Separadores de las Tolvas



ST-1	ST-2	ST-3
20	0	20

Separación con partículas < 2 mm

Para este ensayo se utilizará el rodillo de 14", el electrodo de radiación y el electrodo estático.

- En la Tolva nº 4 (T-4) se han obtenido principalmente partículas conductoras de tamaño fino de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones), con presencia minoritaria de algunas partículas no conductoras.
- En la Tolva nº 3 (T-3) se han obtenido partículas conductoras de tamaño más grueso de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones) que en la tolva anterior, así como algunas partículas conductoras en mayor cantidad que en la tolva anterior.
- En la Tolva nº 2 (T-2) se han obtenido partículas básicamente no conductoras de tamaño ligeramente inferior al obtenido en la tolva anterior, con presencia minoritaria de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida).
- En la Tolva nº 1 (T-1) se han obtenido partículas no conductoras más finas de Cu y de metal plateado (Al y otras aleaciones) que en la tolva anterior, con presencia en muy bajo porcentaje de partículas conductoras (principalmente hilos de Cu de sección muy reducida).

Tolvas	Peso Neto Partículas (gr)
T-4	2,5
T-3	10,46
T-2	52,4
T-1	223,9

Tabla 3.34: Peso neto de la muestra en cada tolva para partículas < 2 mm



Observaciones:

Se ha observado que debido a la configuración inicial de la máquina, al ponerse en funcionamiento la misma, un porcentaje mínimo del material introducido en el alimentador que se vierte desde la bandeja al rodillo, se desplaza en sentido inverso al del propio rodillo con la consiguiente pérdida de efectividad en el ensayo. Por tal motivo se tendrá en cuenta en los sucesivos ensayos, que habrá que desplazar convenientemente el alimentador y la bandeja hacia la derecha. Tal hecho se ha traducido en una mayor presencia, aunque minoritaria de partículas conductoras en T-1.

4.2.4. Ensayo de concentración N° 4: material tipo IV

El material tipo IV consistió en cables de conductores múltiples y simples, procedentes de cableado eléctrico. Una vez realizada la comparativa entre los resultados obtenidos tras utilizar la trituradora de cuchillas y la de discos, así como los oportunos tamizados utilizando para ello tamices con luz de malla de 2 mm, 1 mm, 500 μm y 250 μm respectivamente, finalmente se ha procedido a realizar la separación mediante el separador de alta tensión. Para ello se han realizado los siguientes pasos:

1. Se tomó una muestra del material elegido, similar al utilizado en la comparativa de las trituradoras de cuchillas y de discos y se realizó la trituración mediante discos con reglaje de 1 mm. Luego, se tamizó y el material resultante >2 mm se trituró mediante la trituradora de cuchillas con malla de 1 mm, mientras que el material resultante <500 μm se separó por vía húmeda en la mesa de sacudidas, para posteriormente llevarlo al horno de mufla y así obtener su fracción metálica.
2. Posteriormente, el material obtenido tras ser triturado mediante la trituradora de discos y la de cuchillas, se llevó al separador electrostático de alta tensión.
3. Finalmente, dicha separación se realizó con la muestra elegida, teniendo en cuenta las posiciones de los parámetros influyentes en el separador y deducidos de anteriores procesos de separación. De esta forma se realizaron las combinaciones oportunas, tomando para ello como referencia los tres parámetros más influyentes.



4. Se realizaron así 27 ensayos, resultado de combinar los tres parámetros más influyentes en el separador.
5. Pesaje de muestras obtenidas tras los ensayos efectuados durante la separación.
6. Estudio y elección del ensayo más eficiente para determinar la fracción metálica más idónea.

En este caso, los residuos industriales utilizados, consistieron en cables eléctricos, electrónicos de diferentes secciones.

La separación se ha llevado a cabo mediante el separador electrostático de alta tensión.

Realizado el diagrama de flujo (figura 3.95), se procedió a pasar el material seleccionado por la trituradora de discos con reglaje de 1 mm. Posteriormente, el material obtenido se sometió al tamizado, de donde los tamaños obtenidos mayores a 2 mm, fueron pasados por la trituradora de cuchillas con reglaje de 1 mm. Una de estas muestras obtenidas fue elegida para los ensayos con el separador electrostático OUTOTEC (ver figura 3.108).



Fig. 3.1098 Separador electrostático de alta tensión OUTOTEC.

Se tomó una muestra de 193,6 gr para realizar los oportunos ensayos con el separador.



OPERACIÓN COMPLETA

1.- Preparación del material

Se utilizaron cables de 2 cm. de longitud, dado que según los resultados obtenidos en punto 2.3.4.1. anterior, fueron los más eficaces.

2.- Trituración de discos con reglaje de 1 mm

A continuación se realizó la trituración mediante la trituradora de discos con reglaje de 1 mm, obteniéndose los resultados mostrados en la tabla 3.38.

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_b (gr)	P_g (gr)	D_b (cm)
FINAL	2	4	0,5	279,5	271,6	368	NP	7,5	NP

Tabla 3.38: Datos sobre los pesos correspondientes a la trituración de discos con reglaje de 1 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_b y sin P_g (gr)

P_b = Peso de la bola de cables tras la trituración (gr)

P_g = Peso de grumos de material suelto tras la trituración (gr)

D_b = Diámetro de la bola de cables (cm)

NP = No procede

El peso de la muestra después de triturar, así como su pérdida total en peso, se establecen en la tabla 3.35, en función de su longitud.

PÉRDIDA EN PESO DESPUÉS DE TRITURAR			
LONGITUD DEL CABLE (cm)	P_{at} (gr)	$P_{TOTALdt}$ (gr)	PÉRDIDA TOTAL EN PESO (%)
2	279,5	279,1	0,143

Tabla. 3.35: Pérdida de pesos tras realizar la trituración mediante discos

3.- Tamizado tras trituración con reglaje de 1 mm

Se utilizará una tamizadora eléctrica, según se ilustra en la figuras 3.109 y 3.110



Fig. 3.109: Tamizadora eléctrica utilizada



Fig. 3.110: Panel de control

Antes de tamizar la muestra se han considerado los siguientes parámetros:

A (mm/"g")	t (min)
1,5	4

Donde:

A = Amplitud de la muestra (mm/"g")

t = Tiempo empleado en tamizar (min.)

La tabla 3.36 mostrada a continuación, recoge los resultados más interesantes después de tamizar la muestra.

PESO PARTÍCULAS DE LA MUESTRA TAMIZADA (gr)						
ENSAYO	> 2 mm	1 - 2 mm	1 - 500 μm	500 - 250 μm	< 250 μm	TOTAL
FINAL	19,5	106,5	68,1	76,8	8,2	279,1

Tabla. 3.36: Resultado tras el tamizado de la muestra correspondiente a trituración con reglaje de 1 mm

4.- Análisis de la muestra pulvígena en el microscopio

Tras tamizar, se pudo observar en el microscopio que la muestra de material fino obtenida, < 500 μm , contenía partículas conductoras (figura 3.111) y por tanto la recuperación de su fracción metálica pasó por realizar una separación por vía húmeda mediante el empleo de la mesa de sacudidas.



Fig. 3.111: a) Microscopio de precisión empleado



Fig. 3.111: b) Análisis de la muestra en microscopio



Fig. 3.111: c) Análisis de la muestra en microscopio

5.- Separación por vía húmeda

Una vez realizado el tamizado de las muestras, y habiendo sido previamente trituradas mediante la trituradora de discos, se observó que para partículas finas < 500 μm , se producía una pequeña cantidad de material pulvígeno. Tras ser analizadas las muestras en el microscopio y comprobar la presencia de pequeñas partículas de cobre, se hizo necesario realizar la oportuna determinación de su contenido en cobre.



Para ello, se procedió a su determinación por vía húmeda, utilizando en primera instancia la celda de flotación por espumas. En este caso se pudo comprobar la ineficacia del proceso, dado que por una parte, resultó muy complicado hundir por arrastre mecánico, la presencia de hilos finos de Cu flotando sobre la superficie junto a partículas de plástico, y por otra parte, la carestía del proceso al tener que utilizar material espumógeno. Por tal motivo se optó por emplear la mesa de sacudidas, obteniendo en este caso una separación aceptable, por lo que una vez recuperado el material y puesto a secar en un horno, se procedió a su calcinación en el horno de mufla.

1º. CELDA DE FLOTACIÓN

Finalizado el tamizado, las partículas inferiores a 500 μm procedentes del mismo, se trataron de separar por vía húmeda. Se desestimó dicha operación mediante la celda de flotación por espumas, dada la ineficacia y carestía de la misma según se pudo comprobar al realizar un ensayo similar con el mismo material involucrado. En la figura 3.113, se puede observar la celda de flotación empleada así como el efecto que producen las espumas sobre el material a separar.



Fig. 3.112: a) Celda de flotación empleada



Fig. 3.112: b) Efecto de las espumas



Fig. 3.112: c) Partículas de Cu depositadas en el fondo del depósito

2º. MESA DE SACUDIDAS

Una vez efectuado el oportuno ensayo mediante el empleo de una celda de flotación por espumas y tras desestimarse, a continuación, se procedió al análisis de la muestra

también por vía húmeda, pero en este caso mediante el empleo de una mesa de sacudidas.

Tras recoger los tres tipos de muestras obtenidas, ligero, mezcla y denso, dichas muestras son secadas en un horno a 70 °C durante 24 horas. Una vez recuperadas las mismas, se dispone cada muestra representativa de cada uno de los tipos en un crisol, se efectúa su pesaje neto y a continuación se introduce dichas muestras dentro de un horno de mufla durante 12 horas, sometiendo las mismas a una temperatura de 450 °C.



Figura 3.113: a) Báscula de precisión empleada



Figura 3.113: b) Crisoles utilizados



Figura 3.113: c) Horno de mufla

Finalmente, las muestras son recuperadas y se efectúa un nuevo pesaje para saber la recuperación final del Cu. Los resultados se pueden apreciar en las siguientes tablas.

DENOMINACIÓN MUESTRA	CRISOL (gr)	Antes (gr)	Después (gr)	Combustible (%)
Ligero	12,4534	16,6353	15,4663	27,95
Mixto	12,7297	15,7959	14,7550	33,95
Denso	12,3863	16,2863	16,3018	- 0,32

Tabla 3.47: Peso de las muestras antes y después de ser calcinadas



DENOMINACIÓN MUESTRA	Peso (gr)	Rendimiento en Peso (%)		Recuperación de Cu (%)
Ligero	27,6	32,4	0,2337	33,6
Mixto	53,5	63,0	0,4159	59,8
Denso	3,9	4,6	0,0460	6,6

Tabla 3.38: Rendimiento en peso y recuperación de Cu de las muestras

Observaciones

Se puede apreciar claramente que el material denso es cobre puro pero solo podemos recuperar el 6% en peso del total del cobre existente.

La mayoría se va en los mixtos, por lo que se podría decir que en una sola pasada el proceso no resulta interesante.

Presuponemos que repasando los mixtos sí se podrían conseguir mejores resultados. Por ello se tratará de simular este proceso con sucesivos repasos, para determinar la ley y recuperación máximas que podríamos estimar en este proceso.

6.- Trituración de cuchillas con luz de malla de 1 mm

Debido al escaso peso (19,5 gr) del material > 2 mm, obtenido tras tamizar la muestra resultante de la trituración con discos, se ha tomado todo el material resultante del citado tamizado, excepto el correspondiente a partículas < 500 µm. Esta determinación fue debida a los problemas que presenta la trituración de cuchillas cuando el peso de la muestra a triturar es de escasa importancia, como es el caso. En estas condiciones el material sale rebotado una y otra vez, haciéndose muy dilatada en el tiempo, tal como ya se comentó en otro ensayo anterior.

De todos modos la pérdida en peso en este caso, sería prácticamente insignificante en cuanto a la influencia del resultado del ensayo (0,21% aprox.).



TAMÍZ DE LA TRITURADORA (mm)	DIÁMETRO HUECO CENTRAL INTERIOR (cm)
1	4

Para realizar dicha operación, en este caso se ha introducido el material con longitudes de 2 cm.

En la tabla 3.39, se presenta el peso de la muestra antes de triturar para los distintos cables en función de su longitud.

LONGITUD DEL CABLE (cm)	PESO NETO (gr)
2	194,1

Tabla. 3.39: Peso de la muestra antes de triturar con reglaje de 1 mm, para los distintos cables en función de su longitud

ENSAYO	L_c (cm)	D_{int} (cm)	r	P_{at} (gr)	P_{dt} (gr)	t_T (seg)	P_{st} (gr)
FINAL	2	4	0,5	194,1	122,3	97 + 30	71,3

Tabla. 3.40: Datos sobre el peso correspondiente a la trituración de cuchillas con reglaje de 1 mm

Donde:

L_c = Longitud de los cables de la muestra (cm)

D_{int} = Diámetro interior del hueco central de la trituradora (cm)

r = Relación de transformación (L_c/D_{int})

P_{at} = Peso de la muestra antes de triturar (gr)

P_{dt} = Peso de la muestra después de triturar sin P_{st} (gr)

P_{st} = Peso de la muestra después de triturar sin el tamaño requerido (gr)

NP = No procede



Para determinar las variables más influyentes, se realizaron una serie de ensayos previos. Con todos estos datos obtenidos se procederá a la comparación y análisis de los mismos con la ayuda del programa estadístico “Statgraphics Plus” para determinar las variables más y menos influyentes en el proceso de separación sobre la ley y recuperación de Cu en la tolva de material conductor.

Realizados dichos ensayos, se observó que las variables más influyentes durante la separación fueron:

- La velocidad del rodillo (rpm)
- La distancia de la superficie del rodillo al electrodo estático (cm)
- El voltaje aplicado (kV)

Con estas tres variables se decidió realizar un ensayo factorial completo 3^k , $k=3$, con estas tres variables se decidió realizar un ensayo factorial completo 3^k , $k=3$, donde k fueron las tres variables escogidas, según se puede apreciar en la tabla 3.41.

VARIABLES INFLUYENTES	VALORES		
Velocidad del rodillo (rpm)	40	50	60
Voltaje (kV)	15	20	25
Distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo (cm)	8	10	12

Tabla 3.41: Variables más influyentes con los valores trabajados

Para realizar el análisis en la separación electrostática, se efectuaron los siguientes cálculos para los 27 ensayos:

- El rendimiento en la tolva de material conductor
- El rendimiento de las colas
- La ley de Cu en la tolva de material conductor y colas
- La ley de las colas
- La recuperación de Cu en la tolva de material conductor
- La recuperación de plástico en la tolva del material no conductor



- La recuperación por ley, la cual se refiere a la recuperación metalúrgica.

Configuración del Separador Electrodinámico

VARIABLES MÁS INFLUYENTES

Las indicadas en la tabla 3.45.

VARIABLES MENOS INFLUYENTES

1.- Flujo de Alimentación

4 - 8 rpm

2.- Posición de los Electrodo:

2.1.- Posición del Electrodo de Radiación

POSICIÓN	17 - G	
Cuadrante		
		X

2.2.- Posición del Electrodo Estático

Vértice Superior	POSICIÓN	K - 20	
	Cuadrante		X
Eje Central		POSICIÓN	M - 21
	Cuadrante		X

3.- Posición de los Separadores de las Tolvas

ST-1	ST-2	ST-3
20	0	20



4.- Temperatura

70 °C

Una vez configurado el separador de alta tensión (tabla 3.42), se procedió a realizar los 27 ensayos, resultantes del factorial (3^3) obtenido. Lógicamente, cada ensayo llevado a cabo tendrá una configuración distinta, resultado de las distintas combinaciones con los tres parámetros más influyentes.



ENSAYOS	Vel. Rodillo (rpm)	Distancia Electrodo estático-Superficie rodillo (cm)	Voltaje (kV)
Ensayo 1	50	8	15
Ensayo 2	50	8	20
Ensayo 3	50	8	25
Ensayo 4	50	10	15
Ensayo 5	50	10	20
Ensayo 6	50	10	25
Ensayo 7	50	12	15
Ensayo 8	50	12	20
Ensayo 9	50	12	25
Ensayo 10	60	8	15
Ensayo 11	60	8	20
Ensayo 12	60	8	25
Ensayo 13	60	10	15
Ensayo 14	60	10	20
Ensayo 15	60	10	25
Ensayo 16	60	12	15
Ensayo 17	60	12	20
Ensayo 18	60	12	25
Ensayo 19	40	8	15
Ensayo 20	40	8	20
Ensayo 21	40	8	25
Ensayo 22	40	10	15
Ensayo 23	40	10	20
Ensayo 24	40	10	25
Ensayo 25	40	12	15
Ensayo 26	40	12	20
Ensayo 27	40	12	25

Tabla 3.42: Configuración del separador para los 27 ensayos de separación



Tras los 27 ensayos realizados anteriormente, se efectuaron 2 ensayos más (tabla 3.43) a efectos de observar el comportamiento del separador y así como analizar los resultados obtenidos introduciendo una velocidad del rodillo de 70 rpm.

ENSAYOS	Vel. Rodillo (rpm)	Distancia Electrodo estático-Superficie rodillo (cm)	Voltaje (kV)
Ensayo 19i	70	8	15
Ensayo 20i	70	8	20

Tabla 3.43: Configuración del separador para los 2 ensayos extra de separación

Observaciones en los Ensayos:

- ▶ Ensayo 1: Se detectó la presencia de cierta cantidad de material no conductor en la tolva del conductor, por lo que fue necesario realizar una segunda pasada al material conductor para eliminar la mayor cantidad de material dieléctrico.
- ▶ Ensayo 2: Se apreció una mejor separación desde la primera pasada al aumentarle el voltaje.
- ▶ Ensayo 3: Se pudo observar una mayor cantidad de material conductor en la tolva 3 de los intermedios, por lo que se realizó una segunda pasada a dicha tolva con el fin de obtener mejores resultados. También se observa que el campo del electrodo dinámico llega hasta la tolva de alimentación, por lo que fue necesario aumentar la vibración de la alimentación para que las partículas se movilizaran más y entrasen en contacto con el rodillo.
- ▶ Ensayo 4: En la primera pasada, se pudo observar que las tolvas 1, 2 y 3 están presentes con material puro no conductor. En la tolva 4 se pudo apreciar cierta cantidad de material no conductor, por lo que se realizó una segunda pasada a esta última tolva para tratar de obtener mejores resultados.
- ▶ Ensayo 5: Se observó que para las tolvas 1, 2 y 3 se encontraba material no conductor solamente. En la tolva 4 se encontró mayormente, material



conductor con pocas partículas no conductoras; por lo que se realizó una segunda pasada a dicha tolva.

- ▶ Ensayo 6: Se apreció una buena separación, ya que en las tolvas 1, 2 y 3 solo se encontró material no conductor. En la tolva 4 había material conductor, en su mayoría con ciertas partículas no conductoras.
- ▶ Ensayo 7: La separación no fue muy efectiva, ya que en la tolva 4 se pudo observar una cantidad significativa de material no conductor. Se efectuó una segunda pasada a la tolva 4 y se observó que en las 4 tolvas había material conductor, pero de igual manera se separó cierta cantidad de material no conductor del conductor.
- ▶ Ensayo 8: Se observó que en las tolvas 1, 2 y 3 se encontraba solo material no conductor. También se pudo apreciar que en la tolva 4 había en su mayoría material conductor, siendo la cantidad de material no conductor mínima, ya que inicialmente en el momento de colocar en su sitio el separador de las tolvas 3 y 4, cierta cantidad de este material no conductor se pasó a la tolva 4.
- ▶ Ensayo 9: Se pudo observar claramente, que la separación con estas condiciones es efectiva, ya que en las tolvas 1, 2 y 3 solo se observa material no conductor; en la tolva 4 observamos material conductor en su mayoría, con poquísimas partículas de material no conductor.
- ▶ Ensayo 10: La separación del material conductor del no conductor no fue muy efectiva en estas condiciones. En la tolva 4 se pudo apreciar notoriamente la presencia de material no conductor, en mayor medida que en las condiciones anteriores. De igual manera en las tolvas 1, 2 y 3 solo observamos material no conductor.
- ▶ Ensayo 11: En las tolvas 1, 2 y 3 solo observamos material no conductor, mientras que en la tolva 4 observamos material conductor y no conductor, por lo que se realizó una segunda pasada a esta tolva, observando que en la tolva 3 había material conductor, por lo que realizó una tercera pasada a esta tolva 3, observando una mejor separación y se anotó los pesos totales.
- ▶ Ensayo 12: Se apreció que en la tolva 4 existía una mayor cantidad de material conductor, con una cantidad mínima de material no conductor. En las tolvas 1, 2 y 3 había mayormente material no conductor.



- ▶ Ensayo 13: Se observó que en las tolvas 1, 2 y 3 había en mayormente material no conductor, mientras que en la tolva 4 la cantidad de material no conductor es mucho mayor de la que se debería encontrar en esta tolva.
- ▶ Ensayos 19i: Al incrementarse la velocidad del rodillo a 70 rpm, tanto el material conductor como el no conductor, ha ido acumulándose en gran medida en la tolva 4, debido muy posiblemente a que al girar tan deprisa el rodillo, las partículas no conductoras no han dispuesto del tiempo necesario para pegarse suficientemente al rodillo. En las tolvas 1, 2 y 3 se pudo apreciar prácticamente material no conductor.
- ▶ Ensayos 20i: En este ensayo, al incrementarse el voltaje respecto al ensayo 19i, ha ocurrido algo similar al ensayo anterior. Por tal motivo descartamos tomar como referencia la velocidad de giro del rodillo de 70 rpm.

Así los pesos obtenidos se pueden observar en la tabla 3.44.



ENSAYOS	Peso Tolva 4	Peso No Conductor	Peso Tolva 1,2,3	Peso Conductor	Peso Total
Ensayo 1	83,1	2,9	110,4	0,3	193,5
Ensayo 2	80,9	0,8	112,2	0,2	193,1
Ensayo 3	77,4	1,2	115,6	4,1	193,0
Ensayo 4	83,4	3,2	109,6	0,1	193,0
Ensayo 5	82,3	2,1	110,7	0,1	193,0
Ensayo 6	80,5	0,4	112,3	0,1	192,8
Ensayo 7	86,1	6,1	106,5	0,1	192,6
Ensayo 8	79,7	0,1	112,9	0,5	192,6
Ensayo 9	80,0	0,1	112,6	0,2	192,6
Ensayo 10	96,4	16,7	96,1	0,4	192,5
Ensayo 11	84,3	4,3	108,1	0,1	192,4
Ensayo 12	78,9	0,2	113,2	1,2	192,1
Ensayo 13	107,2	27,4	85,1	0,2	192,3
Ensayo 14	80,4	0,8	111,8	0,4	192,2
Ensayo 15	80,2	0,5	111,9	0,2	192,1
Ensayo 16	107,0	27,4	85,1	0,3	192,1
Ensayo 17	94,6	14,9	97,5	0,2	192,1
Ensayo 18	78,8	1,0	113,3	2,1	192,1
Ensayo 19	76,4	1,9	115,7	5,4	192,1
Ensayo 20	78,5	0,6	113,7	2,1	192,2
Ensayo 21	78,4	0,2	113,7	1,7	192,1
Ensayo 22	80,6	1,3	111,4	0,6	192,0
Ensayo 23	79,9	0,3	112,4	0,4	192,3
Ensayo 24	78,9	0,3	112,2	0,9	191,1
Ensayo 25	84,8	5,5	106,8	0,4	191,6
Ensayo 26	83,1	3,7	108,5	0,3	191,6
Ensayo 27	80,2	0,7	111,5	0,3	191,7

Tabla 3.44: Relación de pesos de los 27 ensayos de separación

A continuación se presentan imágenes de los ensayos más significativos.



Fig. 3.114: Ensayo 2. Tolva 1 y 2 respectivamente.



Fig. 3.115: Ensayo 2. Tolva 3 y 4 respectivamente.



Fig. 3.116: Ensayo 6. Tolva 1 y 2 respectivamente



Fig. 3.117: Ensayo 6. Tolva 3 y 4 respectivamente.



Fig. 3.118: Ensayo 8. Tolva 1 y 2 respectivamente.



Fig. 3.119: Ensayo 8. Tolva 3 y 4 respectivamente.



Fig. 3.120: Ensayo 9. Tolva 1 y 2 respectivamente.



Fig. 3.121: Ensayo 9. Tolva 3 y 4 respectivamente.



Fig. 3.122: Ensayo 15. Tolva 1 y 2.



Fig. 3.123: Ensayo 15. Tolva 3 y 4 respectivamente.



Fig. 3.124: Ensayo 23. Tolva 1 y 2 respectivamente.



Fig. 3.125: Ensayo 23. Tolva 3 y 4 respectivamente.



De los ensayos más destacados, el ensayo numero 9 fue el más relevante, dado los resultados obtenidos en cuanto a ley y recuperación de Cu en la tolva de material conductor. Por tal motivo, para obtener mejores resultados, se repitió el ensayo 9 y se le realizó una segunda pasada a la tolva de material conductor por el separador electrostático. Ver figuras 126 y 127.



Fig. 3.126: Segunda pasada del ensayo 9. Tolva 1 y 2 respectivamente



Fig. 3.127: Segunda pasada del ensayo 9. Tolva 3 y 4 respectivamente





CAPÍTULO 4:
RESULTADOS OBTENIDOS
Y DISCUSIÓN



1. RESULTADOS OBTENIDOS

Se realiza un estudio estadístico mediante el programa Statgraphics, introduciendo los datos recogidos sobre pesos totales de las muestras obtenidas (rendimiento en peso), leyes en cobre, así como valores de la recuperación. Para ello se hizo un experimento factorial completo de 3 variables a 3 niveles cada uno, lo que arroja un total de 27 ensayos a realizar, según se muestra en la tabla 4.1.



Ensayo	η cond.	Ley Cu (cond.)	η colas	Ley Cu (colas)	Recup. Cu en Cond	Recup. Plástico en No Cond	Recup.*Ley
Nº 1	42,95	96,53%	57,05	0,272%	99,6%	57,3%	0,962
Nº 2	41,90	99,07%	58,10	0,178%	99,8%	58,3%	0,988
Nº 3	40,10	98,46%	59,90	3,547%	94,9%	60,1%	0,934
Nº 4	43,21	96,17%	56,79	0,091%	99,9%	57,0%	0,961
Nº 5	42,64	97,46%	57,36	0,090%	99,9%	57,6%	0,973
Nº 6	41,75	99,53%	58,25	0,089%	99,9%	58,5%	0,994
Nº 7	44,70	92,96%	55,30	0,094%	99,9%	55,5%	0,928
Nº 8	41,38	99,93%	58,62	0,443%	99,4%	58,9%	0,993
Nº 9	41,54	99,93%	58,46	0,178%	99,8%	58,7%	0,997
Nº 10	50,08	82,68%	49,92	0,416%	99,5%	50,1%	0,823
Nº 11	43,81	94,85%	56,19	0,093%	99,9%	56,4%	0,947
Nº 12	41,07	99,79%	58,93	1,060%	98,5%	59,2%	0,983
Nº 13	55,75	74,46%	44,25	0,235%	99,8%	44,4%	0,743
Nº 14	41,83	98,97%	58,17	0,358%	99,5%	58,4%	0,985
Nº 15	41,75	99,42%	58,25	0,179%	99,7%	58,5%	0,992
Nº 16	55,70	74,42%	44,30	0,353%	99,6%	44,5%	0,741
Nº 17	49,25	84,28%	50,75	0,205%	99,7%	51,0%	0,841
Nº 18	41,02	98,77%	58,98	1,853%	97,4%	59,2%	0,962
Nº 19	39,77	97,56%	60,23	4,667%	93,2%	60,5%	0,910
Nº 20	40,84	99,20%	59,16	1,847%	97,4%	59,4%	0,966
Nº 21	40,81	99,79%	59,19	1,495%	97,9%	59,4%	0,977
Nº 22	41,98	98,38%	58,02	0,539%	99,2%	58,3%	0,976
Nº 23	41,55	99,65%	58,45	0,356%	99,5%	58,7%	0,991
Nº 24	41,29	99,64%	58,71	0,802%	98,9%	59,0%	0,985
Nº 25	44,26	93,54%	55,74	0,375%	99,5%	56,0%	0,931
Nº 26	43,37	95,58%	56,63	0,276%	99,6%	56,9%	0,952
Nº 27	41,84	99,09%	58,16	0,269%	99,6%	58,4%	0,987

Tabla 4.1: Resultados de la separación electrostática



De los veintisiete ensayos representados en la tabla 4.1, se distinguieron seis por su importancia en cuanto a resultados obtenidos, y están representados en la tabla 4.2.

Ensayo	η cond.	Ley Cu (cond.)	η colas	Ley Cu (colas)	Recup. Cu en Cond.	Recup. Plástico en No Cond.	Recup.*Ley
Nº 2	41,90	99,073%	58,10	0,178%	99,8%	58,3%	0,988
Nº 6	41,75	99,534%	58,25	0,089%	99,9%	58,5%	0,994
Nº 8	41,38	99,927%	58,62	0,443%	99,4%	58,9%	0,993
Nº 9	41,54	99,927%	58,46	0,178%	99,8%	58,7%	0,997
Nº 15	41,75	99,418%	58,25	0,179%	99,7%	58,5%	0,992
Nº 23	41,55	99,646%	58,45	0,356%	99,5%	58,7%	0,991

Tabla 4.2: Resultados más importantes de la separación electrostática

De los 5 ensayos recogidos en la tabla 4.2, el ensayo numero 9 fue el de mayor relevancia, por los resultados obtenidos en cuanto a ley y recuperación de Cu en la tolva de material conductor.

Según se ha reflejado en el punto 3.2.4 del capítulo 3, con el fin de obtener mejores resultados, el ensayo número 9 fue repetido, realizándose una segunda pasada a la tolva de material conductor mediante el separador electrostático.

2. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN

Según se mostró en la tabla 4.2, se distinguieron los resultados más importantes que corresponden a los ensayos 2, 6, 8, 9, 15 y 23; de ellos el más importante fue el ensayo numero 9 por poseer una mayor ley de cobre en la tolva de material conductor así como una mayor recuperación metalúrgica.

Para certificar estos resultados se realizó un análisis estadístico mediante el programa "Statgraphics Plus", donde se evaluaron las variables más y menos influyentes en el



proceso de separación electrostática sobre la ley y la recuperación de cobre en el material conductor, para así poder observar si estas variables seleccionadas eran en realidad las más influyentes.

2.1. Análisis ANOVA

2.1.1. Primer análisis multifactorial

Variable dependiente:

- Ley de Cu en la tolva de material conductor

Variables independientes:

- Velocidad del rodillo (rpm)
- Distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo (cm)
- Voltaje (kV)

Del programa estadístico se desprende que para este caso la ley de Cu en la tolva de material conductor, la variable menos influyente es la distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo, para un nivel de confianza del 90%. También nos indica que se debería considerar suprimirlo del modelo. Ver fig. 4.4 y fig. 4.5.

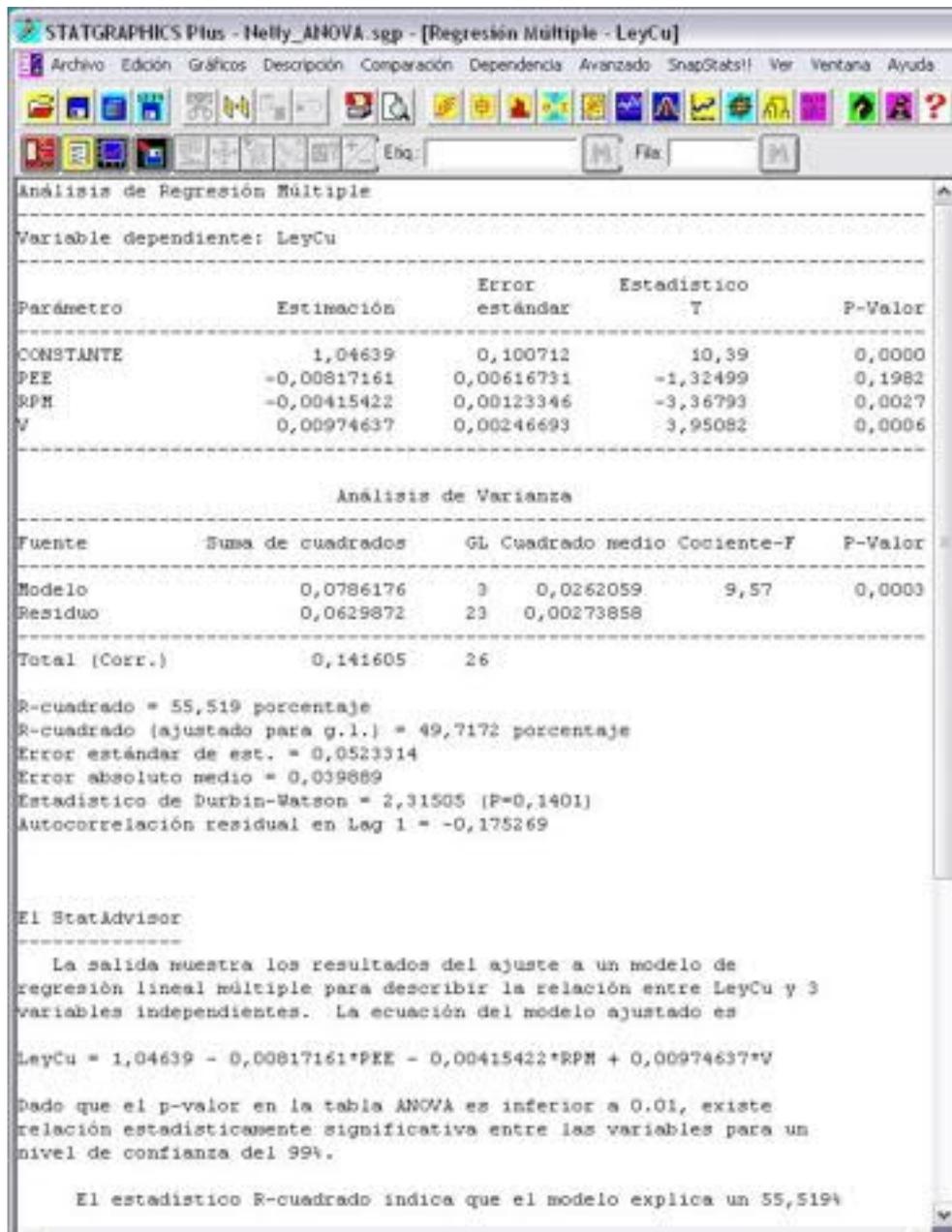


Fig. 4.3: Imagen tomada de los resultados obtenidos por el programa "Statgraphics" para la variable dependiente de la ley de Cu.



Fig. 4.4: Imagen tomada de los resultados obtenidos por el programa "Statgraphics" para la variable dependiente de la ley de Cu

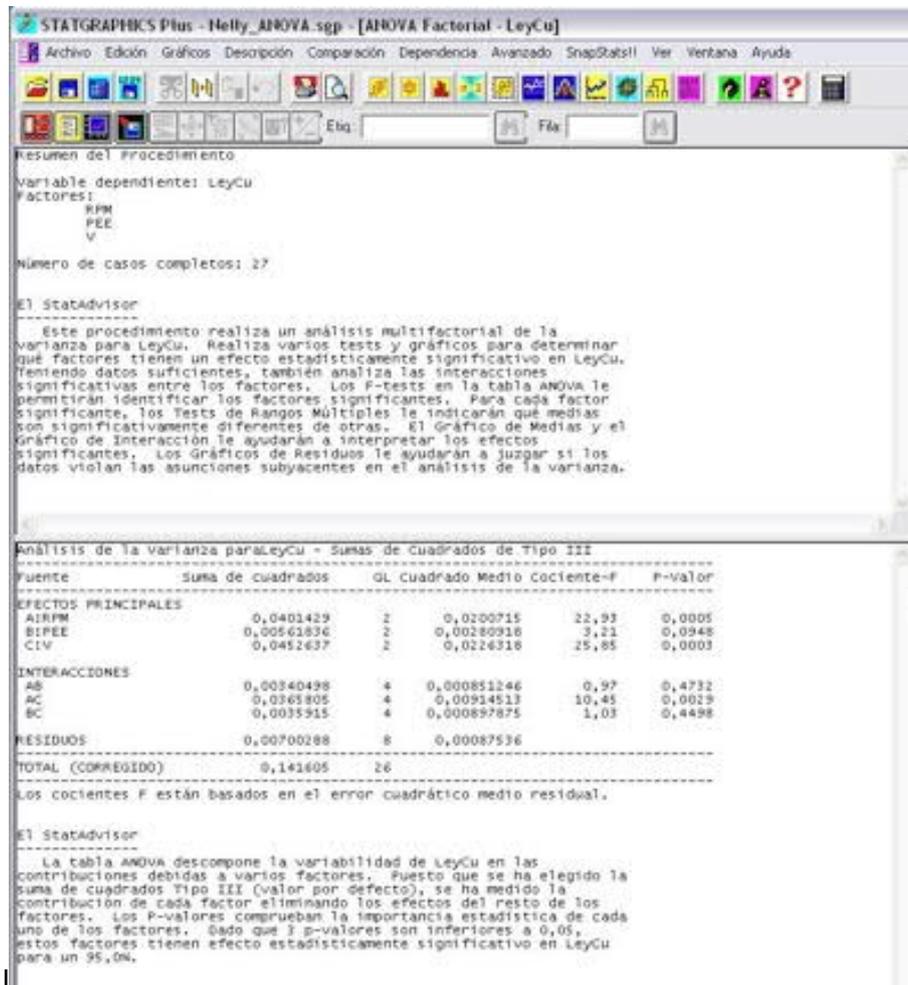


Fig. 4.5: Imagen tomada de los resultados obtenidos por el programa "Statgraphics" para la variable dependiente de la ley de Cu.

A pesar de que el programa nos indica la poca influencia existente entre la distancia del electrodo estático y la superficie del rodillo, realizando otro análisis factorial, se comprueba la contribución de cada una de las tres variables independientes para un nivel de confianza del 95%. Ver fig. 4.6.

El programa además de apuntarnos la variable menos influyente, también nos da un porcentaje de error con el que se hicieron los cálculos y también nos da una ecuación ajustada para el modelo, para describir la relación existente entre la ley de Cu y las tres variables independientes. Ver fig. 4.5.



2.1.2. Segundo análisis multifactorial

Variable dependiente:

- Recuperación de Cu en la tolva de material conductor

Variables independientes:

- Velocidad del rodillo (rpm)
- Distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo (cm)
- Voltaje (kV)

i

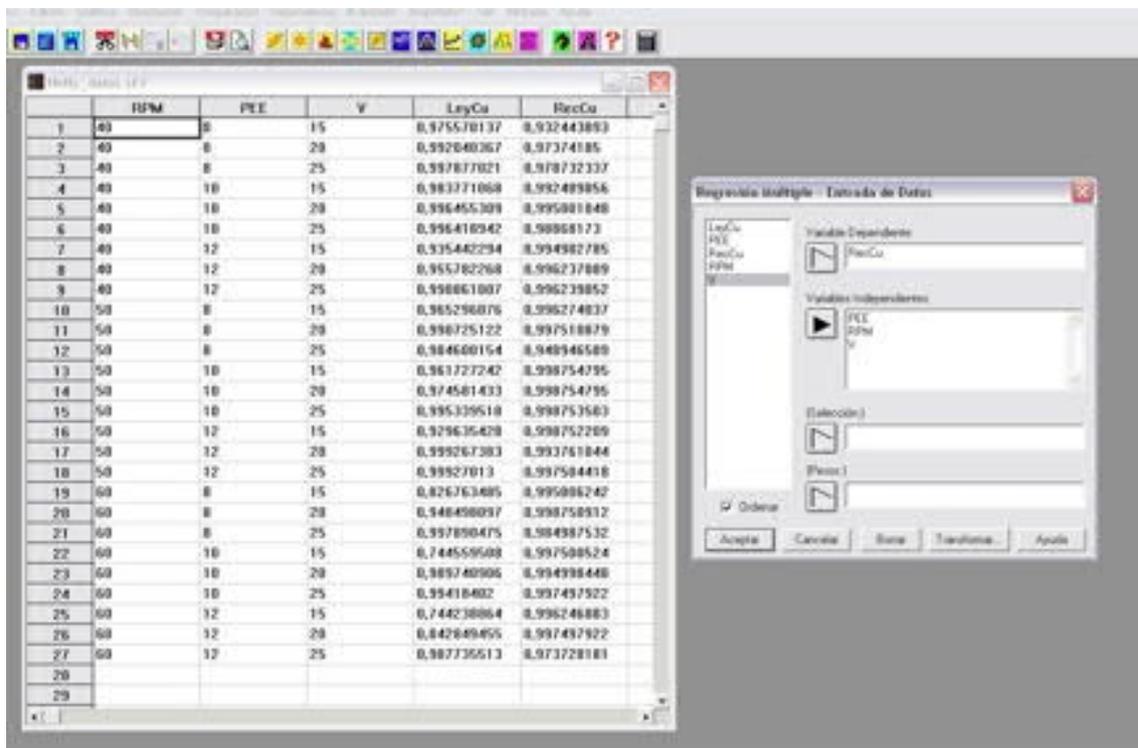


Fig. 4.6: Pantalla de inicio para el análisis multifactorial de la recuperación de Cu en la tolva de material conductor.

El programa estadístico señala en este caso, que para la recuperación de Cu en la tolva de material conductor, la variable menos influyente es el voltaje aplicado, para un



nivel de confianza del 90% o superior, y nos indica que deberíamos considerar suprimirlo del modelo. Ver fig. 4.7. y fig. 4.8



Fig. 4.7: Imagen tomada de los resultados obtenidos por el programa "Statgraphics" para la variable dependiente de la recuperación de Cu.

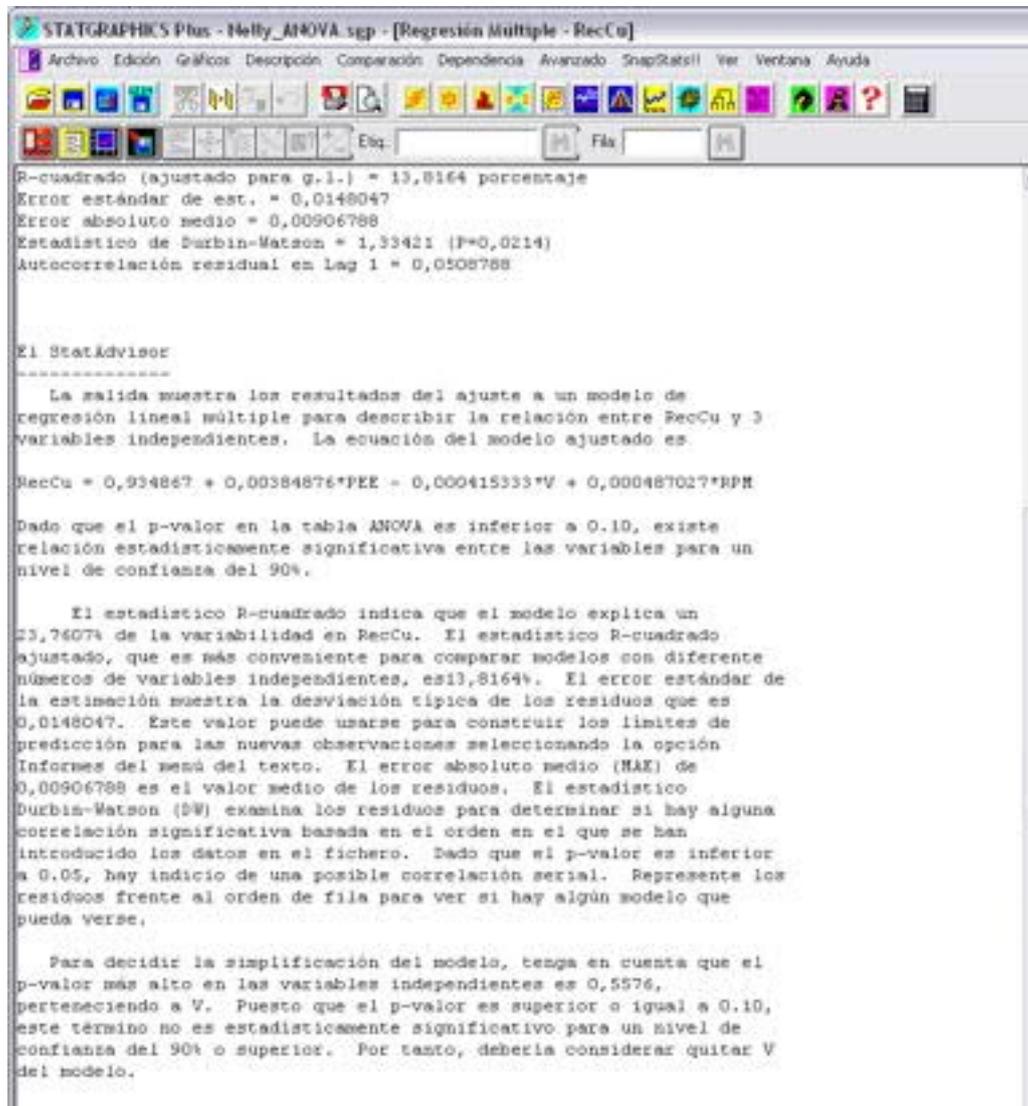


Fig. 4.8: Imagen tomada de los resultados obtenidos por el programa "Statgraphics" para la variable dependiente de la recuperación de Cu.

La ecuación del modelo para describir la relación entre la recuperación de Cu y las tres variables independientes, nos indica para este caso, el porcentaje de error de estándar de la estimación. Dicho error, muestra la desviación típica de los residuos que es 0,0148, el cual se utiliza para construir los límites de predicción para las nuevas observaciones.





CAPÍTULO 5:
CONCLUSIONES FINALES



1. CONCLUSIONES FINALES

Durante el desarrollo de la presente tesis, se encontró un gran potencial de desarrollo en la aplicación de la técnica de la separación electrostática, combinada con operaciones de trituración. Esto dio lugar a establecer los procesos óptimos de preparación mecánica del material y concentración.

Una vez realizados los ensayos oportunos, tanto de preparación como de concentración, tras ser analizados los mismos y recogidas las observaciones pertinentes al respecto, se pueden establecer una serie de conclusiones.

Por una parte, en lo que se refiere a los ensayos de preparación, a parte de preparar el material para la fase de concentración, también se ha llevado a cabo una comparativa entre el equipo empleado tradicionalmente para este tipo de operaciones (trituradora de cuchillas) y otro utilizado habitualmente para otros fines mecánicos (trituradora de discos). Se ha podido observar y constatar la eficacia de este último, en cuanto a recuperación del material tratado y tiempo empleado se refiere. Así tenemos que:

- La trituradora más eficiente a utilizar con este tipo de material, es la trituradora de discos. El tiempo destinado al proceso de trituración con este equipo resultó ser menor que si se utilizase la trituradora de cuchillas. La recuperación final en peso tras la trituración, fue prácticamente total. La limpieza del equipo al final del proceso de trituración, fue realizada en un espacio corto de tiempo en comparación con otros equipos de trituración, observándose que a penas se proyectan partículas de pequeño tamaño durante la misma.
- La preparación mecánica del material resultó ser más compleja que las operaciones de concentración del metal.

Después de haber realizado los oportunos ensayos de preparación del material empleado, y tras haber tamizado, se ha encontrado una cantidad con aspecto



pulvígeno, el cual ha sido tratado por vía húmeda, previa comprobación de la presencia de fracción metálica en microscopio de alta resolución. Como consecuencias derivadas del mismo, tenemos:

- El proceso de reciclaje mediante flotación por espumas, no ha resultado ser viable técnica ni económicamente.
- El proceso de reciclaje mediante la mesa de sacudidas, ha resultado ser interesante, abriéndose aquí una línea de investigación.

Respecto de los ensayos de concentración, una vez obtenidas las variables más influyentes en el proceso de separación, y desarrollado el mismo, se pudo comprobar que la aplicación de la separación electrostática de alta tensión para el reciclado de cables eléctricos, resulta ser de gran interés económico y medioambiental. Por tanto, podemos concluir que:

- Tras haber analizado los resultados obtenidos en los ensayos realizados con el programa estadístico “Statgraphics Plus”, se concluye que la variable menos influyente sobre la ley de cobre en la separación resultó ser, la distancia del electrodo estático a la superficie del rodillo. Así mismo, se obtiene una relación entre las tres variables más influyentes en la separación (velocidad del rodillo, potencial eléctrico y distancia entre el electrodo estático y la superficie del rodillo), con un nivel de confianza del 95%.
- La variable menos influyente en la recuperación del cobre de la tolva del material conductor, resultó ser el voltaje aplicado. De igual forma que en el punto anterior, existe una relación significativa entre las variables, con un nivel de confianza del 90%.
- El ensayo número nueve resultó ser el más relevante por poseer una mayor ley y recuperación de cobre en la tolva de material conductor, un mayor índice de separación y por lo tanto una mejor recuperación metalúrgica.
- Se observa una excelente separación entre material conductor y no conductor, utilizando el separador electrostático OUTOTEC. Por tal motivo, resulta de interés económico y medioambiental la utilización de este tipo de equipos para el reciclaje de chatarra electrónica y cables eléctricos.





CAPÍTULO 6:

**LINEAS FUTURAS
DE INVESTIGACIÓN**



1. LINEAS FUTURAS DE INVESTIGACIÓN

A lo largo del desarrollo de la presente tesis, se ha podido constatar la escasa bibliografía existente en cuanto a la aplicación de los fundamentos teóricos sobre la separación electrostática se refiere.

Tales circunstancias, nos hacen pensar en las enormes posibilidades que pueden existir en cuanto a las líneas futuras de investigación se refiere. En este sentido, se puede pensar que resultaría conveniente profundizar en determinados aspectos como pueden ser:

➤ **La influencia de la forma de las partículas en el proceso de separación.**

Resulta evidente preguntarnos si las partículas con igual masa y con formas esféricas y ovaladas presentan mayor o menor dificultad a ser cargadas que si se tratase de formas rugosas y fracturadas o bien con formas aciculares.

Sabemos que la distribución de las cargas en las partículas viene determinada por la conductibilidad de éstas. La conductibilidad influye notoriamente sobre el proceso de carga de partículas, muy especialmente sobre las que presentan forma irregular (mica, grafito, baritina en muchas ocasiones, wolframita, etc.). En el último caso, dada la asimetría, se pueden presentar áreas de altos gradientes que dificultan el proceso de carga.

Sabemos a ciencia cierta que, las partículas de una misma materia y de una misma masa pero con distinta forma, se comportan de distintas maneras dentro del separador. Tal es el caso de las partículas finas en forma de láminas delgadas de wolframita, las cuales se adhieren al tambor y caen a una tolva, mientras que las de forma redondeada caen en otra.

➤ **La influencia de la forma de las partículas en el proceso de electrodepuración de los gases.**



La captación de partículas gaseosas puede llevarse a cabo mediante sedimentación gravitacional, impactación centrífuga, impacto o choque por inercia, interceptación y difusión y también mediante *efectos electrostáticos*.

Del mismo modo que ocurre en la línea de investigación anteriormente citada, la influencia de la forma de las partículas de los materiales sobre el proceso de separación, a penas ha sido estudiada en cuanto a la depuración eléctrica de los gases.

La teoría de los fenómenos eléctricos en los gases constituye la base de los procedimientos de la depuración eléctrica de los gases, de la electroseparación en corona, etc.

Resulta imposible estudiar e interpretar los fenómenos microscópicos que acompañan el paso de la corriente eléctrica a través de los gases (el aire) sin poseer conocimientos fundamentales sobre los procesos elementales que transcurren en los gases.

Con presencia de la presión atmosférica se producen descargas eléctricas por chispas y por efecto corona en los gases. La descarga por chispas, que puede producirse con cualquier configuración de los electrodos, es una perforación completa del gas entre los electrodos.

Cuando la potencia de la fuente de corriente es suficientemente alta, la descarga por chispas se convierte en arco eléctrico.

El efecto corona se produce solamente en el campo eléctrico irregular en torno al conductor delgado, ocupando poco espacio. Una parte de la capa de gas debe permanecer intacta y servir de aislador, para impedir el cortocircuito por chispa ó por arco entre los electrodos. Esta capa de gas se asegura prácticamente, seleccionando la forma de los electrodos y la distancia entre ellos, correspondientes a la tensión. De esta forma, sabemos la importancia que tiene la forma de los electrodos, donde ya hay estudios realizados al respecto. Pero lo que no está profundamente estudiado es la influencia que



ejerce la forma de las partículas a separar en el proceso de depuración eléctrica de los gases.

➤ **Métodos de procesamiento gravimétrico en seco, para aumentar la capacidad de tratamiento (mesas de clasificación neumática).**

Análogamente a la separación mecánica en agua, la cual es utilizada como un medio separador, se han desarrollado equipos similares para la concentración de minerales, que utilizan aire en vez de agua como medio separador, para su uso en regiones áridas. Entre ellos tenemos:

- *Canaletas de aire*
- *Aventamiento o secado por aire*
- *Canaletas acuñadas, con lechos fluidizados neumáticamente*
- **Mesas neumáticas o de aire.** Son utilizadas en muchas regiones áridas para el procesamiento de arena con contenido de metal. Una mesa neumática consiste en una plataforma cubierta de un material poroso sobre una cámara desde la cual se sopla el aire a través de la plataforma inclinable. El lecho fluidizado se divide en zonas de material pesado y material liviano respectivamente, debido al ángulo de inclinación de la plataforma y ayudado por sacudidas laterales.

Así pues, un apartado importante en cuanto nuevas líneas de investigación se refiere, debería dedicarse a idear nuevos métodos para el procesado gravimétrico en seco, a fin de aumentar la capacidad de tratamiento.

➤ **Las posibilidades de separación de los diferentes tipos de plástico para aumentar el valor añadido de los subproductos recuperados.**

En este sentido, los plásticos utilizados habitualmente tanto en la industria como en la vida cotidiana, son productos con una muy baja capacidad de autodestrucción, y en consecuencia pasan a formar parte de los residuos durante muchos años, produciendo una contaminación importante.

La mayoría de los plásticos son obtenidos a partir de derivados del petróleo, un producto cada vez más caro y en vías de agotamiento, y, en consecuencia, un bien a preservar.



Por ello, se hace necesaria su recuperación para evitar por una parte la contaminación que provocan y por otra el valor económico que representan.

En el reciclaje de plásticos se utilizan tres métodos. Por una parte, "*La Reutilización*", aplicable a productos que tienen un valor en su forma y estado actual, tales como cajas de poliestireno expandido, cajas de transporte de botellas o frutas, bidones, etc... Por otra parte, "*El Reciclado por Calidades*", mediante el cual se separan los plásticos en función de su composición (polietilenos, PVC, PET, ABS...) efectuando un lavado de los mismos. Por último, tenemos "*El Reciclado Conjunto*", que consiste en realizar una mezcla de la totalidad de los plásticos recogidos y, previa limpieza y trituración, moldearlos por extrusión obteniendo perfiles para su utilización en construcción, agricultura, urbanismo etc. como sustitutos de la madera o metales.

Cuando en una planta de tratamiento, resulta complicado hacer una recogida o separación selectiva de plásticos, es muy útil hacer una buena separación de los distintos tipos de plásticos existentes. En este sentido, un método de separación efectiva a utilizar, puede ser la separación electrostática, si bien, a priori puede resultar ciertamente compleja. Conviene recordar que, el separador electrostático de alta tensión, ubicado en el laboratorio de Mineralurgia de la EPM (Escuela Politécnica de Mieres), tiene capacidad para tratar de realizar ensayos de esta índole.

Existen referencias de separación de tipos de plásticos por flotación por espumas o estrío automático por color.





CAPÍTULO 7:

BIBLIOGRAFÍA



1. BIBLIOGRAFÍA PRINCIPAL

Bibliografía ordenada alfabéticamente:

1. **Aguado, J.C. y Rodríguez, I. (2007).** “Cooperación en los dilemas sociales”. Comunicación presentada en la XXI Reunión Anual de Asepelt, junio, Valladolid.
2. **Aguado, J.C. (2010).** “Enfoques en el estudio de los recursos naturales. Una aproximación desde los dilemas sociales”. Comunicación presentada en la XXIV Reunión Anual de Asepelt, junio, Alicante.
3. **Annual Book of ASM Standards, vol. 13 (1994).** American Society for Metals. Easton, EEUU.
4. **Aswathanarayana, U. (2003).** “Mineral Resources Management and the Enviroment”.
5. **Auty, R. (1993).** *Sustaining Development in the Mineral Economies: The Resource Curse Thesis* , Routledge, :London.
6. **Ayres, R.U. y Kneese, A. (1969).** “Producción, Consumption and ETERNALITIES” en *American Economic Review*, vol. LLX, nº.7, (pp. 282-297).
7. **Ayres, R.U. (1999).** The second law, the four law, recycling and limits to growth en *Ecological Economics*.
8. **Ayres, R.U. (1989).** Industrial metabolism. In J. H. Ausubel & H. E. Sladovich (eds.), *Technology and Environment: 23-49*. Washington, DC: National Academy Press.



9. **Barnett, H.J. y Morse, C. (1963).** *Scarcity and Growth*, Baltimore, Resources for the Future 1 nc., The Jolm Hopkins Press, 169.
10. **Beigl, P.; Lebersorger, S. y Salhofer, S. (2008).** “Modelling municipal solid waste generation: A review”, *Waste Management*.
11. **Binder, K. G. (2001).** Globalización y medio ambiente, Algunas implicaciones importantes, Doing Business.
12. **BioCycle (1993).** Maximum Recycling. (The J.G. Press Inc. Pennsylvania).
13. **Blondell, F. y S.C. Lasky (1956).** «Mineral reserves and mineral resources», en *Econ. Geog.*
14. **Bond, F.C. (1952).** “Third Theory of Comminution”, Min. Eng. Trans. AIME.
15. **Botsh, M. y Kohnlechner, R. (1997).** Electrostatic separation and its industrial application for the processing of different mixtures of recycling materials. In Proceedings of the XX International Mineral Processing Congress; Hoberg, H., von Blottnitz, H., Eds.; Aachen, GDMB: Clausthal-Zellerfeld, Germany.
16. **Boulding, K. (1966).** “Una nueva visita a la nave espacial Tierra” en Daly, H.E. (comp.) (1989): *Economía, ecología, ética: Ensayos hacia una economía en estado estacionario*. Fondo Cultura Económica. México.
17. **Buenrostro, O.; Bocco, G. and Cram, S. (2001a).** Classification of sources of Municipal solid wastes in developing countries. “Resources, Conservation and Recycling”.
18. **Carpintero, O. (1999).** *Entre la economía y la naturaleza*. Los libros de la catarata. Madrid.



19. **Castellano, A. (1997).** “Una discusión sobre la explotación económica de los recursos naturales no renovables”, en Revista Estudios Económicos, N° 29/30, enero-diciembre.
20. **Castells, X.E. (2007).** “Reciclaje y tratamiento de residuos diversos”. Monografía de: “Reciclaje de residuos industriales”.
21. **Castillo, H. (2003).** Garbage work and society. “Resources, Conservation and Recycling”.
22. **Christensen, P.P. (1989).** "Historical Roots for Ecological Economics", *Ecological Economics*.
23. **Ciccu R.; Ghiani M.; Pereti R.; Serci A.; Zucca A. (2000).** A New electrostatic separator for fine particles. In: XXI International Mineral Processing Congress, Rome, Italy, July.
24. **Conrad, J.M. and Clark, C.W. (1987).** *Natural Resource Economics: Notes and Problems*, Cambridge, Cambridge University Press.
25. **Daly, H.E. (1987).** "The Economic Growth Debate. What Some Economists Have Learned But Many have Not", *Journal of Environmental Economics and Management*.
26. **Dascalescu, L.; Iuga, A.; Morar, .; Neamtu, V.; Suarasan, I.; Samuila, A. And Rafiroiu, D. (1993).** “Corona and electrostatic electrodes for high tension separators,” *J. Electrostatics*, vol. 29.
27. **Dascalescu, L.; Iuga, A.; Morar, R.; Neamtu, V.; Samuila, A. and Suarasan, I. (1994).** "Charging of particulates in the corona field of roll-type electroseparators", *Journal of Physics*, 27 (6).
28. **Dasgupta, P. (1996).** “The Economics of the Environment”,



- Proceedings of the British Academy*, Forthcoming.
29. **Dasgupta, P. and Heal, G. (1979).** *Economic Theory and Exhaustible Resources*, Cambridge, Cambridge University Press.
 30. **Donald, A. (1979).** Brobst, <<Conceptos fundamentales para el análisis de la disponibilidad de recursos>>, *en la escasez y el crecimiento reconsiderada*, VKSmith (ed.), Johns Hopkins University Press de Recursos para el Futuro, Baltimore.
 31. **Ehrlich, P. et al. (1977).** “Disponibilidad, Entropía y Leyes de la Termodinámica” en Daly, H. E. (ed.) (1989): *Economía, ecología y ética*. FCE. México.
 32. **Elias X. (2005).** “Tratamiento y valorización energética de residuos”, Díaz de Santos, Madrid (España).
 33. **Erickson, R.L. (1973).** <<abundancia en la corteza de los elementos y las reservas minerales y recursos>>, cuarto de los recursos minerales de los Estados Unidos, el el profesor de papel 820, DA Brobst Pratt & WP, (eds.), Servicio Geológico de EE.UU., Washington, DC.
 34. **European Automobile Industry Report (2005).** ACEA (European Automobile Manufacturers Association), Bruselas, 2006.
 35. **Flawn, P.T. (1966).** *Mineral resources*, Rand McNally and Company, Nueva York-San Francisco-Chicago.
 36. **Freyman, A.J. (1974).** <<Los recursos minerales y el crecimiento económico>>, en *Finanzas y Desarrollo*.
 37. **Georgescu-Roegen, N. (1971).** *The Entropy Law and the Economic Process*. Harvad University Press. Versión castellana: (1996): La ley de la entropía y el proceso económico. Fundación Argentaria.



38. **Georgescu-Roegen, N. (1983).** "La teoría energética del valor económico: un sofisma económico particular" en *El Trimestre Económico*, nº 198, abril-junio.
39. **Gómez, C.M. (1998).** *La Gestión Económica de los Recursos Naturales y sus Críticos*. Revista Asturiana de Economía.
40. **Gordon, R.; Koopmans, T.; Nordhaus, W. y Skinner, B. (1987).** *Toward a New Iron Age? Quantitative Modelling of Resource Exhaustion*, Harvard University Press, Harvard.
41. **Gray, L.C. (1914).** "Rent under the Assumption of Exhaustibility." *Quarterly Journal of Economics*.
42. **Haga, K. (1995).** "Applications of the electrostatic separation technique," in *Handbook of Electrostatic Processes*, J. S. Chang, A. J. Kelly, and J. M. Crowley, Eds. New York: Marcel Dekker.
43. **Hanley, N.; Shogren, J.F. and White, B. (1996).** *Environmental Economics: In Theory and Practice*, MacMillan Texts in Economics.
44. **Harris, D.P. y Skinner B.J. (1982).** «The assessment of long term supplies of minerals», en *Explorations in natural resource economics*, V.K. Smith y J.V. Krutilla (eds.), Baltimore, Johns Hopkins University Press for Resources for the Future.
45. **Herrera, A. (1974).** *Los Recursos Minerales y los Límites de Crecimiento Económico*, Siglo XXI editores, Argentina.
46. **Higashiyama, Y. and Asano, K. (1998).** Recent progress in electrostatic separation technology. *Particul. Sci. Technol.*
47. **Hotelling, H. (1931).** «The Economics of Exhaustible Resources», *Journal*



of Political Economy, April.

48. **Hubbert, M.K. (1956).** *Nuclear energy and the fossil fuels*, Shell Development Company, Exploration and Production Research Division, Publication n. 95, Houston, Texas, June.
49. **Inculet, I.I. (1984).** *Electrostatic mineral separation*. New York: Research Studies Press Ltd.
50. **Iuga, A.; Neamtu, V.; Suarasan, I.; Morar, R.; Dascalescu, L. (1995).** High voltage supplies for corona electrostatic separators. In Proceedings of the Annual Meeting of 1995 IEEE Industry Applications 30th IAS; IEEE Industry Applications Society: Orlando, FL.
51. **Kelley, E.G.; Spottiswood, D.J. (1982).** *Introduction to mineral processing*. New York: John Wiley and Sons.
52. **Kneese, A.; Ayres, R. y D'Arge, R. (1970).** *Economics and the environment: a materials balance approach*. The Johns Hopkins Press. Baltimore.
53. **Koopmans, T.C. (1957).** "The Price System and the Allocation of Resources", *Three essays on the state of the economic science*, McGraw-Hill.
54. **Krautkraemer, J. (1985).** "Nonrenewable resource scarcity", *Journal of Economic Literature*, 36 (4), American Economic Association, Nashville.
55. **Leith, C.K. (1933).** «Minerals valuation on the future», en *Elements of a national mineral policy*, preparado por Mineral Inquiry, American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, Nueva York.
56. **Lewis, T.R. (1977).** Attitudes Toward Risk and the optimal Extraction of an Exhaustible Resource. *Journal of Environmental Economics and Management*.



57. **Li, J.; Xu, Z.; Zhou, Y. (2007).** Application of corona discharge and electrostatic force to separate metals and nonmetals from crushed particles of waste printed circuit boards. *J. Electrostat.*
58. **Ligue Pour la Propreté en Suisse (LPPS) (1991).** Déchets et recyclage. (Zurich)
59. **Londero, E. (1987).** *Benefits and Beneficiaries*, International Development Bank.
60. **Long, L. (2000).** Manual McGRAW –HILL DE RECICLAJE. *Editorial McGraw-Hill, Inc. / INTERAMERICANA DE ESPAÑA, S.A.* Vol1.
61. **Manouchehri H.R.; Hanumantha Rao H.K.; and Forsberg K.S.E. (2000).** "Review of electrical separation methods. Part 1: Fundamental aspects," *Minerals Metallurg. Process.*, vol. 17, no. 1.
62. **McKelvey, V.E. (1972).** «Mineral resources estimates and public policy», *Scientific American*.
63. **Meadows, D.H.; Meadows, D.L.; Randers J. y Behrens III, W.W. (1972).** *The limits to growth*, Universe Books. New York, USA.
64. **Meadows, D.H. et al. (1972).** Los límites del crecimiento económico: *Informe al Club de Roma sobre el predicamento de la humanidad*. Fondo de Cultura Económica. México.
65. **Medles, K.; Senouci K.; Tilmatine, A.B.; Mihalcioiu, A.; Dascalescu, L. (2009).** Capability Evaluation and Statistical Control of Electrostatic Separation Processes. *IEEE TRANSACTIONS ON INDUSTRY APPLICATIONS* 45 (3): 1086-1094.



66. **Meier-Staude, R.; Koehnlechner, R. (2000).** Electrostatic separation of conductor/non conductor mixtures in operational practice. *Aufbereit.-Tech.*
67. **Napier-Munn, T.J. and Morrison, R.D. (2003).** The potential for the dry processing of ores. *Proc. Conf. on Water in Mining*, AusIMM, Brisbane (Oct.), 247-250.
68. **Naredo, J.M. (1987).** La economía en evolución. *Historia y perspectivas de las categorías básicas del pensamiento económico*. Siglo Veintiuno. Madrid, 1996.
69. **Naredo, J.M. (1996).** “Sobre la insostenibilidad de las actuales conurbaciones y el modo de paliarla” en *Ciudades para un Mundo Sostenible*. MOPTMA. Madrid.
70. **Olofinsky, N.F. (1980).** Métodos eléctricos de enriquecimiento de minerales. Parte 1. Editorial MIR (Moscú).
71. **OUTOTEC (USA) Inc.** “Minerals Processing, Physical Separation. Installation, operating, & maintenance manual for EHTP (25,36)111-15”. December 2010.
72. **Pearce, D.W. y Turner, R.K. (1995).** *Economía de los recursos naturales y del medio ambiente*, Colegio de Economistas de Madrid y Celeste Ediciones, Madrid.
73. **Raju, G.G. (2003).** *Dielectrics in Electric Fields*. Marcel Dekker, Inc., Windsor, Ontario, Canada.
74. **Richardson, J.M. and Morrison, R.D. (2003).** Metallurgical balances and efficiency, in *Principles of Mineral Processing*, ed. M.C. Fuerstenau, and K.N.E. Han, SME, 363-389.



75. **Sachs, J. and Warner, A. (1995).** *Natural Resource Abundance and Economic Growth*, Development Discussion Paper no 517, Cambridge.
76. **Sen, A. (1987).** "*On Ethics and Economics*", Oxford: Basil Blackwell.
77. **Riechmann, J. (1995).** *De la economía a la ecología*. Trotta. Madrid.
78. **Rivitt, T. and Pax, R.A. (2003).** "Implementation of control and control issues in mineral sands plants – In- line mass flow meters." *Heavy Minerals Conference, The South African Institute of Mining and Metallurgy, Symposium Series*.
79. **Ryne, C.A. (2000).** "Triboelectric Generation: Getting Charged", Evaluation Engineering, Pages S-4 to S-10. "Triboelectric Charge: Its ESD Ability and a Measurement Method for its Prosperity on Packaging Materials", J.R. Huntsman, EOS/ESD Symposium Proceedings, EOS-6, 1984.
80. **Schurr, S.H. y Netschert, C.B. (1960).** *Energy in american economy*, Resources for the future, Inc., Johns Hopkins Press.
81. **Schmidt, V. y Harbert, W. (1998).** *Planet Earth and the New Geosciences*. University of Pittsburg.
82. **Seader J.D. y Henley E.J. (2005).** "Separation Process Principles" (2nd Edition). John Wiley y Sons.
83. **Skinner, B.S. (1976).** <<A second iron age ahead?>>, *American Scientist*,
84. **Solow, R.M. and Wan, F.Y. (1976).** "Extraction Costs in the theory of Exhaustible Resources", *Bell Journal in Economics*.
85. **Solow, R.M. (1974).** «Intergenerational Equity and Exhaustible Resources», *Review of Economic Studies*, por publicarse.



86. **Strassert, G. y Acosta, J. (1999).** “¿Legislación ambiental para que economía: una economía de paso o una economía circular /de reciclaje?”. Ponencia presentada en Instituto Internacional de Sociología Jurídica de Oñati (Bilbao) del 12 al 13 de julio.
87. **Tietenberg, T. (1992).** Environmental and natural resource economics. New York: Harper Collins Publisher.
88. **Tonglet, M.; Phillips P.S. and Bates, M.P. (2004).** Determining the drivers for householder pro-environmental behaviour: waste minimization compared to recycling. “Resources, Conservation and Recycling”.
89. **US Bureau of Mines and the Geological Survey (1976).** “Principle of the Mineral Resource Classification System of the US Bureau of Mines and the Geological Survey”, Geological Survey Bulletin, 1450-A.
90. **Valero, A. (1994).** “Reflexiones sobre los costes energéticos de la sociedad actual” en *Economía Industrial*. Mayo-junio.
91. **Vial, J. (1989).** “El mercado mundial del cobre: Antecedentes para un análisis sistemático”, Colección Estudios CIEPLAN, No. 26, Santiago, June.
92. **Vogler, J. (1981).** Work from Waste. Recycling Wastes Create Employment. (Intermediate Tecnology Publications Ltd. Londres).
93. **Wankat, P.C. (2007).** "Separation Process Engineering" (2nd Edition). Prentice Hall.
94. **Weinsten, M.C. and Zeckhauser, R.J. (1975).** "The Optimal Comsumption of Depletable Natural Resources", *Quarterly Journal of Economics*.
95. **Weinstein, M.C. and Zeckhauser R.J. (1974).** «Use Patterns for Depletable and Recyclable Resources», *Review of Economic Studies*,



Symposium, XLII.

96. **Weiss, L.N. (1985).** SME Mineral Processing Handbook. Society of mining engineers. Nueva York. Estados Unidos.
97. **Wilson, D.C.; Velis, C. y Cheeseman, C. (2006).** “Role of informal sector recycling in waste management in developing countries”, *Habitat International*.
98. **Williams, P.T. (1998).** “Waste treatment and disposal” 1st edition. Wiley & Sons, England.
99. **Wills, B.A. (1987).** Tecnología de Procesamiento de Minerales. Ed. Limusa S.A., México.
100. **Wills, B.A., Napier-Munn, T.J. (2006).** “Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery”, JKMRRC.
101. **Wu, J.; Li, J.; Xu, Z.M. (2008).** Optimization of key factors of the electrostatic separation for crushed PCB wastes using roll-type separator, *J. Hazard. Mater.* 154 161–167.
102. **Yew-Kwang, Ng. (1996).** Towards Welfare Biology: Evolutionary Economics of Animal Conciusness and Suffering. *Biology and Philosophy*, Forthcoming.
103. **Yones, M.; Tilmatine, A.; Medles K.; Rahli M.; Dascalescu, L. (2005).** Numerical modelling of conductive particle trajectories in roll-type electrostatic separators, IAS Annu. Meet. (IEEE Ind. Appl. Soc.) 4 2601–2606.
104. **Xu, Z.; Li, J.; Yaohe, Z. (2006).** “Application of corona discharge and electrostatic force to separate metals and nonmetals from crushed particles of waste printed circuit boards”.



2. OTRA BIBLIOGRAFÍA

Bibliografía ordenada por orden de aparición:

- [1] (a) <http://neuquen.evisos.com.ar/fotos-del-anuncio/trituradoras-de-mandiacutebulas-trituradora-de-quijada-id-179850>;
(b) <http://www.monografias.com/trabajos69/trituracion-mineral/trituracion-mineral2.shtml> (Autor: Casal Calviño)
- [2] (a) <http://www.directindustry.es/prod/sandvik-mining-and-construction/trituradores-de-cono-40142-354727.html>;
(b) http://img.directindustry.es/images_di/press/press-m2/sandvik-installs-its-first-primary-gyratory-crusher-in-record-time-P342199.jpg?random=1314203797679
- [3] Guía de asistencia Técnica de Eficiencia Energética en Sistemas de Tratamiento de Materiales. “Éstas guías pertenecen al proyecto de licitación ID-5685-59-LE09, desarrolladas por Servicios de Ingeniería Deuman Limitada”) <http://ebookbrowse.com/guia-sistemas-tratamiento-materiales-pdf-d125741274#>
- [4] (a) http://www.hellopro.es/AZLO_CONSTRUCCIONES-4359-noprofil-2004549-2133-0-1-1-fr-societe.html;
(b) <http://www.hellopro.es>. Hay q buscar bien el link si es q es necesario
- [5] Guía de asistencia Técnica de Eficiencia Energética en Sistemas de Tratamiento de Materiales. “Éstas guías pertenecen al proyecto de licitación ID-5685-59-LE09, desarrolladas por Servicios de Ingeniería Deuman Limitada”) <http://ebookbrowse.com/guia-sistemas-tratamiento-materiales-pdf-d125741274#>
- [6] Guía de asistencia Técnica de Eficiencia Energética en Sistemas de Tratamiento de Materiales. “Éstas guías pertenecen al proyecto de licitación ID-5685-59-LE09, desarrolladas por Servicios de Ingeniería Deuman Limitada”) <http://ebookbrowse.com/guia-sistemas-tratamiento-materiales-pdf-d125741274#>



- [7] <http://tritadoras-de-roca.com/wiki/Molienda-Autógena.html>
- [8] <http://www.jadcomfg.com/spanish/screenplates.php>
- [9] <http://www.jadcomfg.com/spanish/screenplates.php>
- [10] <http://www.jadcomfg.com/spanish/screenplates.php>
- [11] (72.02 Industrias I. Separación de Fases Sólido-Líquido. SEPARACIÓN DE SÓLIDOS DE SÓLIDOS SEPARACIONES HIDRAULICAS SEPARACIÓN DE SÓLIDOS DE LIQUIDOS)
materias.fi.uba.ar/7202/MaterialAlumnos/07_Apunte%20Separaciones.pdf
- [12] <http://printfu.org/read/automatic-control-of-a-high-tension-roll-separator-5899.html?f=1qeYpurpn6Wih-SUpOGum6Wnh63EyrTBqbm5tYmxw7TJv7S4j8WrlKmFuLuwtpS6uru4tb7Ehca3sbySvLPEp8euubvBmKDnopeqIN3ilqHop5adqZjP6dvZ3eK5vtnS2o-g36mnn5bOh6vlo6OloJfV2eDfsJSj39znoMva6cvY4sfRndnUouLGn-XS4tmV5eLH2NjZxujR1N7ImNbhyaPdydKRsel>
- [13] (72.02 Industrias I. Separación de Fases Sólido-Líquido. SEPARACIÓN DE SÓLIDOS DE SÓLIDOS SEPARACIONES HIDRAULICAS SEPARACIÓN DE SÓLIDOS DE LIQUIDOS)
materias.fi.uba.ar/7202/MaterialAlumnos/07_Apunte%20Separaciones.pdf



ANEXO I:

**TRATAMIENTOS MINERALÚRGICOS: FUNDAMENTOS DE SEPARACIÓN
ELÉCTRICA**



1. TRATAMIENTOS MINERALÚRGICOS

Los fragmentos de roca procedentes de las operaciones de minado contienen dos componentes principales:

- a) Un Componente valioso el cual contiene compuestos metálicos ó no metálicos de interés económico.
- b) Un Componente no valioso ó estéril con muy poco o nada de compuestos de interés económico y al cual se denomina comúnmente ganga.

El producto final de los tratamientos mineralúrgicos es el concentrado de la especie valiosa, mencionándose la especie de mayor importancia económica, como por ejemplo concentrado de Zinc, concentrado de Cobre, etc. **(Weiss, 1985)**.

En realidad, el concepto de producto final tiene muchas aceptaciones, cada una de ellas con sus correspondientes implicaciones, que residen en el carácter propio del mineral/material que se extrae.

En función de la naturaleza del yacimiento y el tipo de mineral podemos clasificar los tratamientos mineralúrgicos en:

TRATAMIENTOS MINERALURGICOS	
PROCESOS FISICOS	<ul style="list-style-type: none">➤ Gravimetría➤ Reducción de tamaño➤ Separación Magnética➤ Separación Electrostática➤ Molienda en Seco
PROCESOS FISICO QUIMICOS	<ul style="list-style-type: none">➤ Flotación➤ Medios Densos➤ Sedimentación

Tabla 1 Tipos de Procesos de los Tratamientos Mineralúrgicos

De acuerdo con esta clasificación, se puede observar que el tratamiento integral del material procedente de la mina, incluye hasta tres tipos de operaciones:

1. Operación de carácter Físico: La disgregación mecánica del material.
2. Operación de tipo Mineral: La extracción de fases minerales de interés económico.
3. Operación de carácter Químico: La obtención de los metales que poseen un valor en el mercado.

PLANTA DE TRATAMIENTO

Es el lugar donde se llevan a cabo los procesos mineralúrgicos, y suele estar situada en las proximidades de la explotación minera, para reducir los gastos asociados al transporte del material a la planta metalúrgica, ya que, en general, el mineral está constituido en su mayor parte (en ocasiones hasta en un 99%) por estéril, por lo que resulta imprescindible transportar únicamente los componentes que posean interés económico.



Fig. 1: Esquema de una planta de tratamiento de materiales mineralógicos



Los principales Procesos de las Plantas de Tratamiento son:

- A. Preparación Mecánica de los Minerales.
- B. Separación de los Componentes.
- C. Tratamiento de la Pulpa.
- D. Evacuación de los Estériles.

Se desarrollará brevemente los dos primeros apartados hasta llegar al punto que nos interesa, es decir, la Separación Electrostática.

1.1 Preparación Mecánica de los Minerales (Trituración y Molienda)

La preparación del mineral, que consiste en una fragmentación del material sólido, tiene como objetivo reducir, por acción mecánica externa y, a veces, interna, un sólido de volumen dado en elementos de volumen más pequeño.

Con ello se liberan los componentes con valor económico del estéril o, simplemente, se reduce un mineral determinado a unas dimensiones predeterminadas.

También es considerado por **Napier-Munn, and Morrison (2003)**, como aquella que puede tener por objeto reducir el material a unas dimensiones que permitan unas reacciones fisicoquímicas o químicas cuya cinética es función de la superficie de los cuerpos presentes.

ETAPAS

1. TRITURACION

Es una etapa amplia en la que se obtienen elementos con diferentes tamaños a partir del material suministrado en la fase anterior. Se suele hablar de una Trituración Primaria (tamaño <100 mm), una Trituración Secundaria (tamaño <25 mm) y una Trituración Terciaria, al final de la cual el material está formado por fragmentos



inferiores a 10 mm.

2. MOLIENDA

Genera un productivo definitivo, bien para su comercialización, bien para la etapa posterior de separación de componentes valiosos de no valiosos. En ocasiones, el tamaño de las partículas debe alcanzar valores tan pequeños como 20–30 μm (por ejemplo para la entrada en los circuitos de flotación).

3. CLASIFICACIÓN DE LOS SÓLIDOS

Tanto durante los procesos de conminución como en la etapa de concentración, es necesario llevar a cabo clasificaciones que permitan asegurar un tamaño determinado para un proceso concreto.

Así, en la etapa de trituración y molienda, las clasificaciones tienen por objeto abstraer los materiales excesivamente gruesos o finos con el fin de aumentar el rendimiento de los aparatos.

En los procedimientos de concentración, apostilla **Wills, B.A. (1987)**, el objetivo es proporcionar una serie de productos de dimensiones calibradas, permitiendo a cada aparato ser regulado, de forma que alcance grados de concentración superiores a los que podrían obtenerse si la alimentación no hubiera sido previamente calibrada.

CONSUMO ENERGÉTICO Y FÓRMULA DE BOND

El consumo energético de esta fase puede alcanzar hasta un 50% del total consumido en la planta de tratamiento. El método más utilizado para determinar de forma aproximada el citado consumo energético es el de la Fórmula de Bond (**Bond, 1952**), que establece la potencia requerida, en Kilovatios-hora por tonelada de material fragmentado.

$$W = 10W_i [(1/\sqrt{P80}) (1/\sqrt{F80})]$$

donde:



W = Potencia requerida en Kw-h / TC

Wi = Índice de trabajo en Kw-h / TC

P80 = Tamaño en micras del 80% en peso pasante del producto.

F80 = Tamaño en micras del 80% en peso pasante del alimento.

PRINCIPALES EQUIPOS DE TRITURACIÓN Y MOLIENDA

Los equipos de trituración utilizados en la Preparación Mecánica del Mineral pueden clasificarse en diferentes categorías según sea la naturaleza de las fuerzas actuantes:

• ***Equipos que actúan por Compresión***

Tanto las Trituradoras de Mandíbulas como las Trituradoras Giratorias, que actúan en seco, son los aparatos más utilizados en las plantas de tratamiento. Suelen utilizarse en la primera etapa de trituración, siendo frecuente la existencia de martillos rompedores en la entrada de la alimentación, con el fin de fracturar los fragmentos de gran tamaño que, en ocasiones, se presentan procedentes de la extracción minera. Estos aparatos generan relaciones de reducción entre 4:1 para la trituradora de mandíbulas y 10–15: 1 para los trituradores giratorios y/o cónicos.

Cabe hablar de trituración primaria, secundaria, terciaria y cuaternaria, para reducciones sucesivas del tamaño en aplicaciones de roca dura.

❖ **TRITURADORAS DE MANDÍBULAS:** Esta constituida por dos mandíbulas dispuestas una enfrente de la otra en forma de V, una de las cuales es fija y la otra es animada de un movimiento alternativo producido mediante un sistema de biela excéntrica y de placas de articulación. El material a machacar es introducido por la parte superior. El acercamiento de la mandíbula móvil provoca, por compresión, la rotura por aplastamiento de los grandes bloques. Su alejamiento permite a los fragmentos descender hacia la cámara de trituración, donde son sometidos a un nuevo aplastamiento. A continuación, los materiales triturados se evacuan por el orificio inferior.



Fig. 2: (a) Trituradora de mandíbulas y

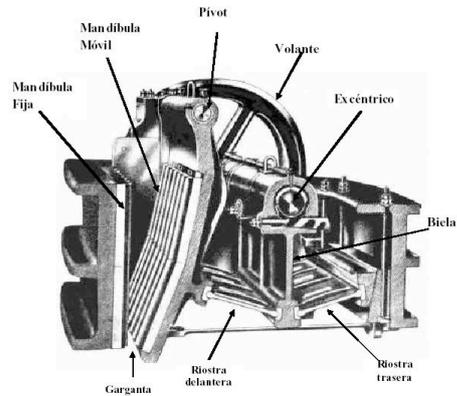


Fig 2: (b) Sección transversal de un trituradora de mandíbulas [1]

- ❖ **TRITURADORAS GIRATORIAS:** Estos aparatos pueden encontrarse tanto en plantas de tratamiento situadas en la superficie como en etapas de premachaqueo en el interior de la mina. Los materiales a triturar son reducidos por aplastamiento o compresión entre una pared cónica fija y un cuerpo troncocónico. Una modificación en las trituradoras giratorias son los conos, siendo el tipo Symons el más utilizado y en el que el eje reposa, mediante el cuerpo troncocónico, sobre unos cojinetes esféricos. Esta disposición permite unas rotaciones rápidas y una disposición y alimentación fáciles. Suelen utilizarse para etapas de fragmentación con tamaños inferiores a las machacadoras de mandíbulas y trituradoras giratorias.



Fig. 3: (a) Trituradora giratoria y



Fig 3:(b) Sección transversal de una trituradora giratoria [2]



• **Equipos que actúan por Fricción**

Estos aparatos tienen por principio el someter el material a esfuerzos de frotamiento o fricción, obligándolo a pasar entre dos superficies lisas o rugosas, una de las cuales es fija y la otra móvil, o donde ambas son móviles, con velocidades diferentes. La acción de fricción o de atracción está siempre combinada con una acción de aplastamiento o compresión. En el caso de los molinos de muelas, la presión viene dada por la gravedad. En los molinos de cilindros estriados o acanalados, la velocidad de un cilindro es de dos a cuatro veces la velocidad del otro. Aunque todavía se usan en algunas plantas de tratamiento, tienden a ser sustituidos por trituradores cónicos, por lo que su interés es cada vez menor



Fig. 4: Molino de rodillos [3]

• **Equipos que actúan por Percusión ó Impacto**

Estos aparatos utilizan el hecho de que la energía cinética de un cuerpo en movimiento es integralmente transformada, a partir de un choque, en energía de deformación, afectando al cuerpo y al obstáculo. Las velocidades de percusión que se aplican están en función de que la operación no se haga en el vacío y de que la resistencia del aire intervenga para frenar más la velocidad de los granos finos que la

de los gruesos. Esta influencia se hace netamente sentir para las partículas inferiores al milímetro. Los aparatos más utilizados en el mundo son los molinos de impacto y los molinos de martillos.



Fig. 5: (a) Molino de martillos y



Fig. 5:(b) Molino de impacto [4]

• Equipos Mixtos

Este tipo de aparatos producen la reducción del tamaño de las partículas por una combinación de aplastamiento, fricción y percusión. Se encuentran representados por los molinos de bolas y de barras que trabajan en medio húmedo y seco. Estos molinos están constituidos por tambores cilíndricos o cilíndricocónicos de eje horizontal, provistos, en su interior, de blindajes y parcialmente rellenos de cuerpos de molienda formados por bolas de acero, barras cilíndricas de acero, etc.

- ❖ MOLINOS DE BARRAS: Este tipo de molinos utilizan barras de acero como medio de molienda. La reducción del tamaño tiene lugar al rodar las barras entre sí, que atrapan y rompen las partículas de material. Suelen utilizarse en las primeras etapas de molienda, cogiendo partículas hasta de 50 mm. Los molinos de barras tienen una característica muy importante, que es la prevención de la sobremolienda, es decir la molienda es mas selectiva al no generar excesiva cantidad de finos.

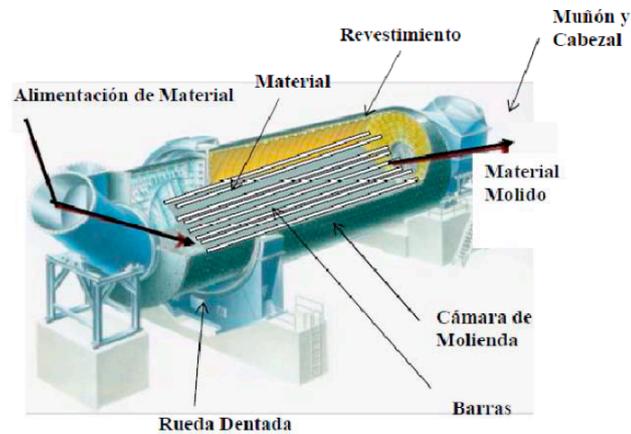


Fig. 6: Molino de Barras [5]

- ❖ MOLINOS DE BOLAS: Llamados así por ser unas bolas de acero el medio de fracturación de las partículas. Se utilizan en las últimas etapas de la molienda, no admitiendo partículas superiores a 20–25 mm. La bondad de su utilización reside en tres factores:

Los contactos bola a bola se producen en un único punto, al contrario que los barra a barra que tienen lugar a lo largo de una línea. Esto se traduce en un incremento en las fuerzas de ruptura, que generan un mayor grado de reducción del tamaño.

Al igual que para los molinos de barras, existen diferentes modelos según el tipo de descarga.

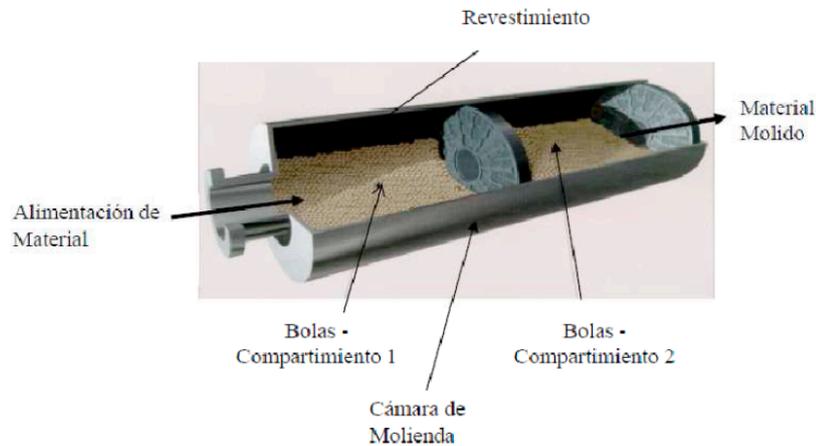


Fig. 7: Molino de Bolas [6]

- ❖ **MOLINO AUTÓGENO:** Durante los últimos años se ha puesto un mayor énfasis en la utilización de los molinos autógenos o semiautógenos. En general, presentan un coste de capital inferior, menores trabajos de mantenimiento y un consumo en material de molienda menor. En síntesis, consisten en tambores que, en lugar de utilizar las barras o bolas como medio de fracturación, usan bien las propias partículas como agentes de molienda (autógenos), bien dichas partículas mezcladas con una pequeña cantidad de bolas de acero (semiautógenos).



Fig. 8: (a) y (b) Fabricación de un Molino Autógeno [7]

CLASIFICACIÓN DE LOS SÓLIDOS

Esta clasificación puede llevarse a cabo según dos métodos:



- **Por Vía Directa** (Cribado ó Tamizado)

Utilizando unas aberturas de dimensiones y formas dadas. Este método se aplica para separaciones de tamaño alrededor de 3 mm por tamices convencionales vibratorios y hasta malla 200 (74 μm) en tamices vibratorios de alta frecuencia.

- Rejillas (para el material más grueso).



Fig. 9: Rejilla para Minería [8]

- Trómeles.



Fig. 10: Trómel para Minería [9]

- Cribas ó Tamices.



Fig. 11: Criba para Minería [10]

- **Por Vía Indirecta** (Sedimentación Diferencial)

Este método se basa en la separación de varios productos en función de su diferente velocidad de caída en un fluido (aire ó agua) determinado, normalmente agua y se utiliza en un campo comprendido entre 1 mm y algunas micras. Para determinar dicha velocidad se utiliza la Ley de Stokes:

$$V_T = (D_s - D_f) gd^2/18\eta$$



donde

V_T = Velocidad terminal

D_s = Densidad de las partículas

D_f = Densidad del fluido

g = Aceleración de la gravedad

d = Diámetro de la partícula

η = Viscosidad del fluido

Este tipo de clasificación es menos precisa que la vía directa.

Las diferencias entre unos y otros equipos son importantes, aunque un primer aspecto que los caracteriza es el tipo de fragmentos que generan.

Un aparato que actúa por compresión produce una menor cantidad de finos que otro que actúa por impacto y éste, a su vez, menor cantidad de material fino que los que actúan por fricción.

También existe una adecuación entre los tipos de aparatos y la etapa de trituración, de tal forma que los que actúan por compresión suelen utilizarse en la fase primaria de machaqueo (al ser éste el método más práctico de generar una fractura en tamaños de partícula grande), mientras que para la etapa de molienda es más frecuente la utilización de equipos que actúan por fricción y percusión (**Wills, Napier-Munn, 2006**).

1.2 Separación de Componentes

Una vez que el material se ha triturado y clasificado de forma adecuada, puede estar listo para su comercialización, como sucede, por ejemplo, con los áridos, o puede ser necesario llevar a cabo posteriores procesos, por ejemplo en las menas metálicas, para obtener el producto final. En este segundo caso, el material presenta tres tipos de partículas:

1. Con interés económico (el mineral propiamente dicho).



2. Sin interés económico (estéril).
3. Partículas con parte de mineral y parte de estéril (mixtos).

Las técnicas que se utilizan para la presente etapa se relacionan directamente con las propiedades físico-químicas y naturaleza de los minerales. Dejando al margen métodos ya en desuso como el estrío a mano (selección de los componentes manualmente) u otros cuya aplicación en el ámbito industrial está en fase de desarrollo (p.e. los tratamientos microbiológicos), los métodos de enriquecimiento más utilizadas en la industria se basan en las siguientes propiedades físicas:

- A. Métodos por Gravedad (también llamados Métodos por Medios Densos).
- B. Métodos Hidráulicos.
- C. Métodos basados en las Propiedades Superficiales (Flotación).
- D. Métodos basados en el Magnetismo y la Electroestática (Método Eléctrico).

1.2.1 Métodos basados en la gravedad

Utilizan el efecto combinado de la masa, volumen, forma y peso específico de las partículas para obtener unas trayectorias diferentes en un medio líquido, estático o en movimiento. Como medios densos pueden emplearse líquidos orgánicos, solución de sales en agua o bien suspensiones de sólidos de granulometría fina en agua.

1.2.2 Métodos Hidráulicos

Las separaciones hidráulicas comprenden las separaciones de sólidos de líquidos y las separaciones de dos o más sólidos entre sí.

SEPARACIONES HIDRÁULICAS	
Separación de Líquidos de Líquidos	Sedimentación
	Filtración
Separación de 2 ó más Sólidos entre sí	Clasificación Hidráulica
	Concentración

Tabla 2: Separaciones hidráulicas

a. Clasificador DORR

Consta de una caja con plano inclinado (de 9 a 14°), y un rastrillo que se desplaza de abajo hacia arriba rascando el plano inclinado, y vuelve hacia abajo pero levantado, es decir separado del plano inclinado elevando las partículas más gruesas que salen por la parte superior del plano inclinado, mientras que las partículas finas se mantienen en suspensión y salen por rebose por el extremo opuesto.

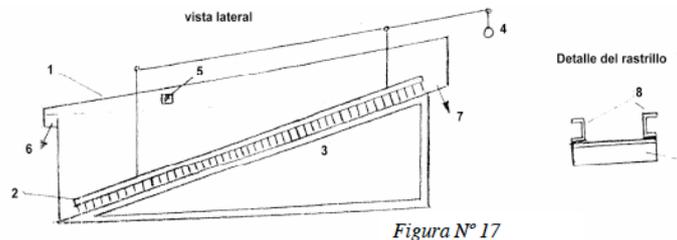


Figura N° 17

- | | |
|--------------------------------------|------------------------------|
| 1. Caja | 5. Entrada suspensión |
| 2. Rastrillo | 6. Salida material fino |
| 3. Plano inclinado | 7. Salida de material grueso |
| 4. Mecanismo de movim. del rastrillo | 8. Perfil "U" |
| | 9. Perfil "L" |

Fig. 12: Clasificador DORR [11]

b. Mesa de Sacudidas (Mesa del minero)

La combinación del movimiento de la mesa y la corriente de agua permite separar las partículas sólidas en cuatro clases.



Fig. 13: Mesa de Sacudidas [12]

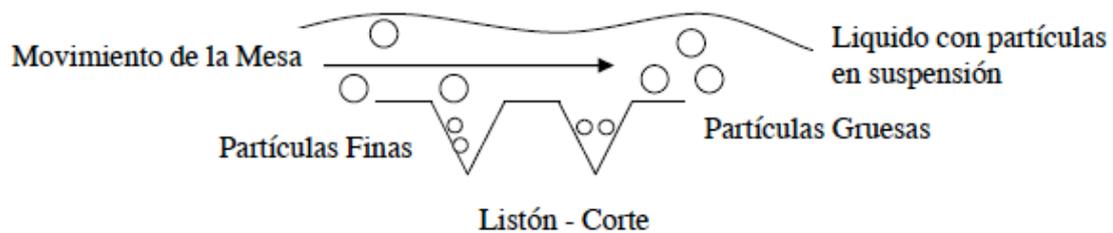


Fig. 14: Movimiento de la mesa de sacudidas [13]

1.2.3 Métodos basados en las propiedades de superficie (Flotación)

Se denomina flotación al método físico-químico que consiste en la concentración de minerales finamente molidos. Este proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral que crea condiciones de adherencia de las partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas emergen con los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada, que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa. Este método es actualmente el más eficaz y el más extensamente usado en todo el mundo.

Se distingue entre “Flotación Colectiva” (separación de minerales distintos, como los sulfurados y los no sulfurados) y “Flotación Diferencial” (separación de tipos similares de mineral, como la separación de sulfuros de Cobre, Plomo y Zinc).

Las sustancias que intervienen en el proceso son las siguientes:

- Colectores: Sustancias orgánicas (xantanos, oleatos, etc.).



- Depresores: Evitan que una fase responda al colector.
- Activadores: Provocan la susceptibilidad de una fase al colector.
- Espesantes: Aumentan la duración de las burbujas en el agua.

En los últimos tiempos se han llevado a cabo mejoras en los procesos de flotación con la entrada en funcionamiento de las Columnas de Flotación y las Celdas Jameson. Se trata de sendas máquinas neumáticas donde la pulpa no se agita deliberadamente. Se diferencia de las celdas convencionales en que las burbujas se generan en aparatos especialmente diseñados para ello, lo que permite su control directo, no siendo necesario el mantenimiento de la suspensión de las partículas mediante agitación mecánica ó neumática.

1.2.4 Métodos basados en el magnetismo y en la electrostática

Ambos tipos de separación se basan en la fuerza que una partícula experimenta al ser sometida a un campo eléctrico o magnético. La magnitud de esta fuerza depende de las propiedades eléctricas o magnéticas de las partículas y de la naturaleza del campo aplicado. De acuerdo con las citadas propiedades, la fuerza de separación será mayor o menor, con lo que las trayectorias de las partículas serán diferentes, permitiendo su separación.

❖ **Separación Magnética**

La propiedad que se utiliza en las separaciones magnéticas es la diferente susceptibilidad magnética de los minerales. Según sea esta susceptibilidad, los minerales pueden incluirse en uno de los tres grupos siguientes:

- FERROMAGNÉTICOS: “Fuertemente atraídos” por las zonas de campo magnético intenso. Se observa en Fe, Ni, Co y Aleaciones (magnetita).
- DIAMAGNÉTICOS: “Débilmente repelidos” por las zonas de campo magnético intenso. El Bi metálico, el H, el He y los demás gases nobles, el cloruro de Na, el Cu, el Au, el Si, el Ge, el grafito, el bronce y el S (galena, cuarzo, etc..).



- PARAMAGNÉTICOS: “Débilmente atraídos” por las zonas de campo magnético intenso. Se observa frecuentemente en gases, aire, Al, Mg, Ti y W (pirita, la hematites y los sulfuros de cobre).

❖ **Separación Electrostática**

También se le denomina “Método Eléctrico”. La fuerza de separación se produce por la acción que un campo eléctrico efectúa sobre una partícula cargada. El proceso supone dos funciones: primeramente, las partículas de interés económico deben ser cargadas selectivamente frente a las partículas estériles y, a continuación, se exponen a la acción de un campo eléctrico en el que la respuesta (trayectoria) es diferente según el tipo de partícula cargada. El proceso de carga selectiva se lleva a cabo de dos formas, bien por inducción o bien por bombardeo iónico. De acuerdo con esto, la propiedad que se explota en las separaciones electrostáticas es la diferente conductividad eléctrica de los minerales. Una consecuencia importante, por lo tanto, es que los materiales deben estar completamente secos. Los métodos eléctricos se utilizan solo para determinados minerales como por ejemplo los óxidos de hierro (**Wankat, 2007**).

Así la fuerza de atracción puede ser debida a:

1. Las propiedades de la partícula.
2. La Intensidad del campo aplicado.

En las siguientes figuras se ilustran ambas posibilidades:

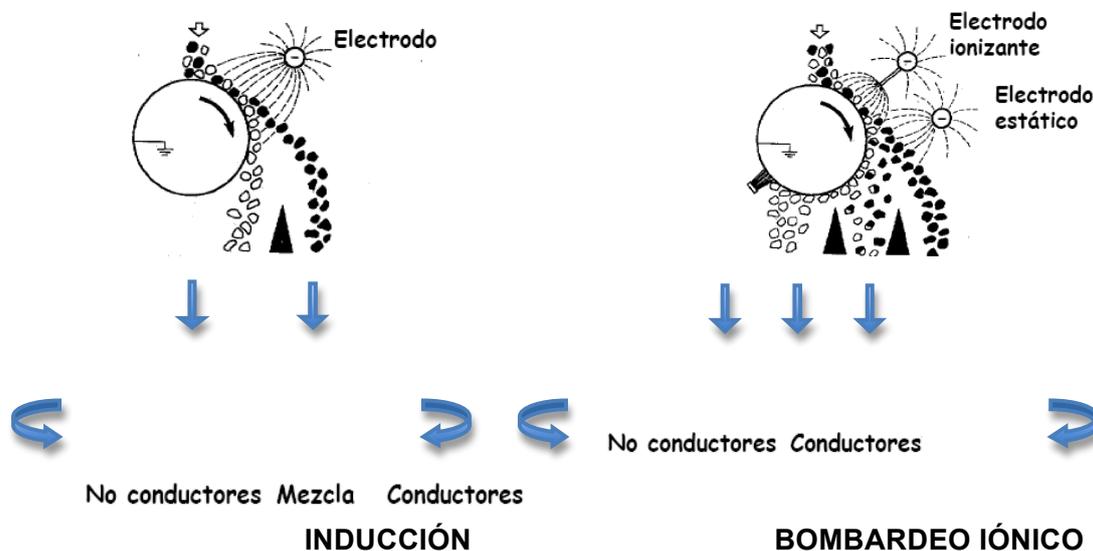


Fig. 15: Efecto de las partículas por efecto de inducción

Fig. 16: Efecto de las partículas por bombardeo iónico

2 SEPARACIÓN ELÉCTRICA

Los modernos procesos industriales basados en la utilización de campos eléctricos intensos, es decir, en la tecnología electrónica-iónica (TEI) han obtenido, según **Seader y Henley, (2005)**, una gran difusión ya desde la década de los 80. Estos procesos son continuos y, como el flujo de electrones, fáciles de regular y dirigir del modo más exacto, permitiendo automatizar totalmente la producción.

La carencia de inercia para regular la energía eléctrica, la sencillez y la mayor fiabilidad de las máquinas y aparatos que utiliza la TEI, hace de la automatización una mayor simplicidad.

En los procesos de dicha tecnología, la energía eléctrica actúa directamente sobre la sustancia a tratar, sin sufrir transformaciones intermedias en otras formas de energía, lo cual permite elaborar la materia prima con rapidez y a costo mínimo.

Los procesos de la TEI, continúan comentando **Seader y Henley, (2005)**, poseen innumerables aplicaciones en la depuración eléctrica de gases, en la separación



eléctrica de minerales y materiales (en función de su grosor y composición sustancial), en la protección anticorrosiva de artículos y en su acabado artístico, en el tratamiento de los cereales y los productos de su molienda, en la hilatura eléctrica, en la fotografía eléctrica, en el moldeo eléctrico de artículos, etc.

La separación eléctrica se caracteriza por el efecto que la fuerza del campo ejerce sobre las partículas cargadas, previamente dispersas de los materiales sometidos al proceso. Las distintas formas de interacción entre el campo y las partículas cargadas permiten transmitir a éstas, conforme a sus propiedades físicas, el movimiento orientado necesario para enriquecer, clasificar y eliminar partículas finas del material, que por la acción del campo se descompone en varios flujos de partículas con iguales propiedades.

En la separación eléctrica actúan fuerzas eléctricas (electrostática, del campo eléctrico, del reflejo especulativo y la combinación de fuerzas eléctricas) y fuerzas mecánicas (de gravedad, de frotamiento, centrífuga, ponderomotriz, de adhesión y la combinación de fuerzas mecánicas).

En la cámara del separador, el medio de trabajo puede ser gaseoso (aire y diversos gases) a presión normal (atmosférica) y elevada, al vacío y dieléctricos sólidos.

El material a separar se alimenta del campo eléctrico mediante la sedimentación libre, por medio de un electrodo móvil (un tambor, por ejemplo) ó inmóvil en suspensión.

Así mismo, la separación eléctrica se aplica para enriquecer (separadores eléctricos), para clasificar (clasificadores eléctricos), para eliminar partículas (precipitadores eléctricos) y para analizar minerales (analizadores eléctricos).

Por otra parte, para **Botsh y Kohnlechner, (1997)**, resulta obvio, que la necesidad de procesar nuevos y complicados tipos de materia prima exige continuar perfeccionando los procesos de separación, para lo cual se deberán ampliar las investigaciones basadas en el empleo de los principios científicos de la física del sólido que nos permitan obtener datos exactos sobre las propiedades físicas de los componentes de



los materiales, sobre las propiedades superficiales, etc. de los componentes de los materiales a separar.

Se debe prestar especial atención a la elaboración de medidas para optimizar el desarrollo científico-técnico y los fundamentos económicos de los procesos de los métodos eléctricos de separación, que para **Richardson and Morrison, (2003)**, constituyen una de las principales tendencias de la TEI. Como resultado se ha creado una original metodología que facilita el pronóstico y la regulación de los citados procesos, basada en la simulación matemática de los mismos.

Por otra parte, el desarrollo económico de cualquier país, según propone **Aswathanarayana, (2003)**, debe prever el incremento extractivo de sus minerales más rentables, el aumento de la recuperación integral de los componentes valiosos que éstos contengan y la mejora de la calidad de los productos del enriquecimiento.

La separación eléctrica es un proceso barato y muy eficaz y “cuando es precedida por la trituración en seco, estamos hablando del proceso más barato.”

Todos los métodos empleados para separar materiales áridos dan buenos resultados técnico-económicos, pero sólo en determinados campos de aplicación, razón por la cual a menudo se utilizan métodos combinados, en algunos casos combinados con los métodos hidrometalúrgicos, la calcinación reductora u oxidante, etc.

Generalmente, la separación de componentes valiosos en la elaboración de materiales complejos, sólo es factible, aplicando complicados esquemas de enriquecimiento. Pero incluso en este caso, separar muchos minerales y sustancias de estructura complicada en fracciones monominerales sólo es posible mediante la utilización de separadores eléctricos de última generación **Olofinsky, (1980)**.

En un principio, estos separadores se empleaban para mondar las semillas de algodón y depurar los gases de partículas en suspensión. Su posterior perfeccionamiento y desarrollo ha permitido su aplicación para el enriquecimiento de minerales no ferrosos, raros y no metálicos, así como para mondar las semillas.



En los últimos años han comenzado a efectuarse cuantiosos trabajos sobre los procesos de separación eléctrica de minerales, carbones y otros materiales tanto en campos eléctricos como en campos magnéticos, así como para crear la teoría de dichos procesos, nuevos tipos de separadores y para su aplicación industrial en escalas más considerables.

Actualmente, según **Ryne, (2000)**, las investigaciones sobre la separación eléctrica se encaminan hacia el enriquecimiento eléctrico de diversos minerales y materiales mediante la aplicación del campo eléctrico de la descarga en corona, así como del campo electrostático y del efecto triboeléctrico.

Por otra parte, hay que tener en cuenta el hecho de que las publicaciones literarias no dedican suficiente atención a los métodos eléctricos para enriquecer minerales, lo cual hasta cierto punto impide una aplicación industrial más amplia de los mismos.

2.1 Factores que influyen en el Proceso de Separación Eléctrica

En el proceso de separación de partículas de diferentes materiales influyen una serie de factores fundamentales y ciertas magnitudes que determinan los mismos, los cuales se desarrollan a continuación:

A. Resistencia de contacto entre la partícula y el electrodo puesto a tierra

Al ponerse en contacto la partícula con el electrodo del separador de rodillo en corona puesto a tierra, la partícula se descargará a través de la resistencia de contacto "R", que depende de la forma de la partícula, de la cantidad de impurezas existentes en su superficie y del grado de atascamiento del electrodo de precipitación. Durante la separación, la resistencia de contacto desempeña un papel importante, determinando el valor de la carga remanente de la partícula " Q_R " que es función de la impedancia R y, por consiguiente, el de las fuerzas " F " y " F_e ".



El valor de “R” puede cambiarse mediante el tratamiento químico ó de otro tipo de superficie de partículas (al igual que se hace en la flotación) y del electrodo de precipitación, gracias a lo cual éstas se hacen más conductibles.

Según las investigaciones realizadas, existe una dependencia entre el ángulo de desprendimiento “ ρ ” y la resistencia de contacto de las partículas “ R_1 ”, que caracterizan la zona crítica que debe existir entre las resistencias de contacto de las partículas a separar. Dentro de la zona crítica, el ángulo de desprendimiento depende de la densidad del material y de la resistencia de contacto. Siendo relativamente poca la diferencia entre las conductibilidades dentro de la zona crítica, la separación resulta menos eficiente si una parte de la mezcla de una resistencia de contacto mayor, posee una densidad superior a la de la otra parte de la mezcla que posee menor resistencia **Higashiyama and Asano (1998)**. Por otra parte, la separación resulta más eficiente cuando una parte de la mezcla de la resistencia mayor, es de una densidad menor que la otra parte, pero siempre que la diferencia entre las conductibilidades sea escasa.

B. Resistencia de la partícula de radio medio

La resistencia “r” de la partícula, puede ser interna y externa. La primera es una característica constante de cada sustancia dada, dependiente de la temperatura que puede variar dentro de ciertos límites. Variando la temperatura, se puede regular también la resistencia superficial. Así, en casi todos los casos según muestra la figura 16, al disminuir la temperatura crece la resistencia de los metales y la de sus aleaciones, decreciendo sin embargo la de otros cuerpos. La resistencia de éstos últimos varía mucho más bruscamente que la de los metales.



$$\rho_t = \rho_0 (1 + t)$$

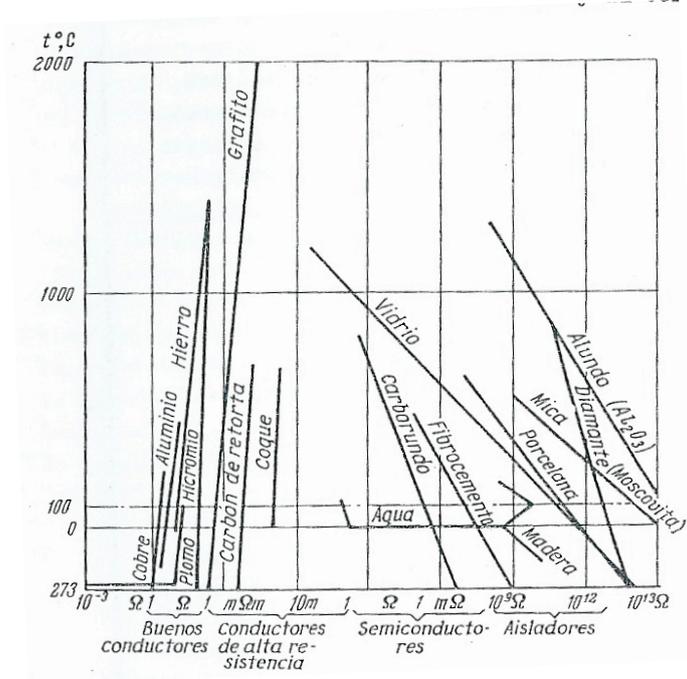
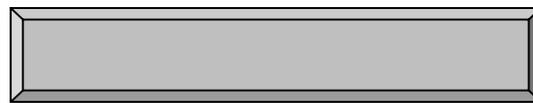


Fig. 17: Dependencia entre la resistencia de distintos materiales y la temperatura

Por ejemplo, al calentarse el vidrio, su resistencia decrece un millón de veces. Dado que el intervalo de temperaturas próximo a 0°C es relativamente pequeño, la relatividad de los metales puros y de algunas de sus aleaciones, cambia con arreglo a la siguiente ley lineal:



donde

ρ_0 = Resistividad

α = Coeficiente de temperatura de la resistencia próximo a 0,004 (es decir, a 1/273), más diferente para distintos metales

t = Temperatura en °C



C. Conductibilidad de los materiales a separar

La conductibilidad de los cristales de una misma sustancia es diferente en cada muestra y no siempre es característica para unos mismos metales, lo cual se explica básicamente por el hecho de que en algunos cristales la electroconductibilidad es diferente según los distintos ejes y por la heterogeneidad de dichos cristales, existiendo en ellos impurezas físicas y químicas (**Inculet, 1984**). *Electrostatic mineral separation*. New York: Research Studies Press Ltd.

Así, por ejemplo, la electroconductibilidad del cuarzo es casi 100 veces más según el eje principal que la existente en sentido perpendicular a éste.

El comportamiento de los minerales impuros suele ser irregular. Continúa explicando **Inculet, (1984)**, que la conductibilidad de sus partículas también juega un papel importante al descargarse éstas sobre el electrodo de precipitación, es decir, en la separación propiamente dicha, en cuyo caso el estado físico de la superficie de las partículas reviste la máxima importancia y no la sustancia de éstas, de la cual depende también el valor de la carga.

D. Tratamiento superficial de las partículas

Algunas veces, comentan **Ciccu R.; Ghiani M.; Pereti R.; Serci A. y Zucca A., (2000)**, para incrementar el carácter selectivo de la separación de los minerales no conductores, éstos deben ser tratados correspondientemente con reactivos que varían artificialmente la conductibilidad superficial, tanto en el separador como fuera de él. Ello incrementa bruscamente la eficacia del rendimiento de ciertos minerales de valor, así como la de sus derivados.

Ésta preparación preliminar de la superficie de las partículas previa a la electroseparación, estabiliza el proceso de separación, lo hace menos dependiente de la humedad del aire de la atmósfera y facilita la extracción eficiente de los minerales de composición heterogénea.



$$\gamma = Ae^{-B/T} \quad \text{ó} \quad \ln\gamma = A - B/T$$

E. Temperatura

A veces la temperatura tiene gran influencia sobre la electroconductibilidad de algunos cristales y materias amorfas.

La dependencia entre la electroconductibilidad de los minerales y la temperatura se expresa mediante la siguiente fórmula:



donde A y B son ciertas constantes y T es la temperatura absoluta.

Se ha observado observado que al aumentar la temperatura, decrece la resistividad en cristales de sal gema, fluorita, calcita, carbón, etc..

A diferencia de las rocas, los carbones fósiles presentan resistividades que comprenden casi todo el intervalo entre los metales y los dieléctricos y dependen de la temperatura, composición química de las impurezas, higroscopicidad, porosidad (de valores superiores al 8%), humedad, estructura y textura.

La resistividad de la hulla y del lignito es de 10^7-10^{10} a 20°C .

Afirman **Kelley y Spottiswood, (1982)**, que la resistividad de muchos minerales cristalinos llega a su mínimo a una cierta temperatura, de forma que el crecimiento ó decrecimiento de la resistividad, al crecer la temperatura, depende del emplazamiento de dicho mínimo respecto a cero.

A excepción de unos pocos metales, el resto tiene una propiedad contraria, es decir, crece su resistividad al aumentar la temperatura. Los gases candentes se convierten en conductores.



F. Humedad e higroscopicidad

Ambos factores influyen en gran medida sobre la resistencia superficial del material. En el aire húmedo aumenta la carga debido fundamentalmente al decrecimiento de la resistencia superficial.

Afirman de nuevo **Kelley y Spottiswood, (1982)**, que en caso de que la humedad del aire sea alta, la carga de las partículas se aproximará a la teórica, pero cuando la humedad del aire se aproxima a la saturación (el 83,5%), la carga de las partículas conductibles es muy superior a la carga límite, lo cual es debido principalmente a la alteración del proceso de carga de las mismas así como a la alteración del proceso de carga de las partículas.

Dado que la electroconductibilidad de los minerales depende en gran medida del estado de su superficie, la variación de la humedad atmosférica influye pues, sobre el comportamiento de los minerales tratados. Por tal motivo se sugieren esquemas que permiten controlar la electroconductibilidad de dichos minerales mediante el grado de su humedad.

Para lograr una separación eficiente, es necesario mantener estables la temperatura y la humedad del ambiente activo (el aire) dentro de la cámara del separador.

G. Acondicionamiento del aire

El acondicionamiento del aire contribuye a la separación y eleva su poder selectivo durante el enriquecimiento eléctrico.

El acondicionamiento del aire facilita las condiciones requeridas por el aire, es decir, su régimen y su estado, independientemente de los factores externos, tales como tiempo y estación del año, e internos, tales como oscilaciones de la carga térmica, etc.



El equipo de acondicionamiento del aire consta de aparatos automáticos para regular la temperatura, la humedad y la presión dentro de los límites deseados.

Para asegurar las condiciones requeridas por el aire (primario ó con adición del secundario) que se suministra al laboratorio ó local de operaciones, se somete a un tratamiento especial.

Experimentalmente, se ha establecido que la separación de los materiales finamente triturados a una presión del aire reducida (120 mm de mercurio), prácticamente no se recupera. Así, por ejemplo, la extracción al concentrado de un mineral de un tamaño inferior a 40 μm y la calidad del grafito aumentan poco. Dichos índices aumentan, al separarse las partículas de un tamaño mayor (**Meier-Staude y Koehnlechner, 2000**). Resulta conveniente aprovechar el proceso de carga y el aceleramiento de las partículas de dispersión fina en el vacío donde pueden obtenerse velocidades muy altas, de más de 1 km/s. Es imposible emplear tales velocidades en el campo eléctrico o en el aire, lo cual es impedido por la resistencia del aire y por el valor reducido de la carga adquirida por las partículas en el aire.

Hay que tener en cuenta que se necesita una tensión más alta respecto a la que se aplica usualmente para producir el efecto corona, cuando la presión es elevada (de 3 a 4 kgf/cm^2).

La cantidad del aire de acondicionamiento es determinada por la correlación de sus parámetros anteriores y posteriores al tratamiento. La aplicación del aire acondicionado facilita el procedimiento de control, del estado de la superficie de los materiales que se someten a la electroseparación.

H. Irradiación

Algunos minerales se hacen electroconductibles bajo la influencia de la luz, de los rayos X, etc. Así por ejemplo se cubren de una capa conductible el diamante, la ebonita al poco tiempo de sentir la influencia de la luz diurna, la esfarelita se cubre de



una capa electroconductible bajo la influencia de los rayos ultravioleta. Debido a la irradiación, los diamantes cambian su color, su dureza, su resistencia eléctrica, etc.

Los minerales cambian su electroconductibilidad y su humectabilidad tras haber estado expuestos a una dosis de 6×10^{17} neutrones durante un lapso de tiempo de dos a siete días. Tomando como referencia estos datos, los minerales estudiados se dividen en tres grupos.

En el primer grupo (galena, pirita y esfalerita) disminuyen la electroconductibilidad y el ángulo interfacial (en la galena, desde 63,5 hasta $27,2 \Omega^{-1} \cdot \text{cm}^{-1}$ y desde $67,2$ hasta $62,1^\circ$ respectivamente); en el segundo grupo (pirrorida) crece un poco la electroconductibilidad, reduciéndose el ángulo interfacial, y en el tercer grupo (calcopirita y fluorita) aumentan la electroconductibilidad y el ángulo interfacial (en la calcopirita, desde 7,1 hasta $8,4 \Omega^{-1} \cdot \text{cm}^{-1}$ y desde $60,3$ hasta $77,4^\circ$ respectivamente). Se suprimirán dichos cambios al calentarse prolongadamente los minerales. En la electroseparación se puede aprovechar la aptitud que presentan los minerales de cambiar su electroconductibilidad y su humectabilidad.

I. Forma de las partículas

La distribución de las cargas en las partículas viene determinada por la conductibilidad de éstas. La conductibilidad influye de forma ostensible sobre el proceso de carga de partículas, muy especialmente sobre las que presentan forma irregular (mica, grafito, baritina en muchas ocasiones, wolframita, etc.). En el último caso, dada la asimetría, se pueden presentar áreas de altos gradientes que dificultan el proceso de carga.

La influencia de la forma de las partículas de distintos materiales sobre el proceso de separación, a penas ha sido estudiada. De igual modo, ésta cuestión tampoco ha sido estudiada en cuanto a la electrodepuración de los gases (Xu; Li y Yaohe, 2006).

Las partículas de una misma materia y de una misma masa con distinta forma, se comportan de distintas formas dentro del separador. Así, por ejemplo, las partículas



finas en forma de láminas delgadas de wolframita, se adhieren al tambor y caen a una tolva, mientras que las de forma redondeada caen en otra.

J. Tamaño de las partículas

Los valores de las cargas adquiridas por las partículas en la zona del efecto corona, son proporcionales al cuadrado del radio de la partícula respectiva, es decir, a la superficie (Li, J.; Xu, Z.; Zhou, Y. 2007).

Por otra parte, cuanto más pequeño es el tamaño de las partículas, tanto más grandes serán las superficies específicas de éstas, y lo será también la acción de las fuerzas eléctricas.

Son muchos los factores que indican la eficacia del enriquecimiento eléctrico de los materiales de tamaño inferior a 0,15 mm. En este sentido, los factores más importantes son:

- Adhesión molecular de las partículas más finas a la superficie del tambor del separador
- Poca masa de dichas partículas
- Adhesión de las partículas finas a las más gruesas
- Composición granulométrica del material a separar, etc.
- Al adherirse las partículas a la superficie del tambor, el proceso de separación resulta ser poco eficiente.

La acción de las fuerzas moleculares sobre las partículas de masa reducida, distorsiona la interacción de las fuerzas mecánicas y eléctricas, reduciendo la eficacia de la separación.

Las partículas más finas se adhieren a las superficies de las más gruesas, alterando las diferencias entre las propiedades eléctricas de los ingredientes de los materiales en fase de tratamiento, lo cual dificulta su separación.



Según indica **Raju, (2003)**, el enriquecimiento en los separadores eléctricos de tambor, resulta prácticamente imposible, al concurrir profusamente las partículas dispersas (de menos de 4 mm de grosor) en el material inicial. Dichos materiales deben enriquecerse en los separadores de triboadhesión ó bien en aquellas instalaciones que no practiquen la caída libre de las partículas al cargarse el material inicial, sino la suspensión de las mismas en el aire.

Previamente, antes de proceder a la separación, debe espolvorearse el material inicial, por ejemplo, hasta 0,04 mm. Dicho proceso se realiza eficazmente en los separadores de cámara en corona de triboadhesión IGDAN, cuyo rendimiento oscila entre el 95–97%.

El enriquecimiento del material espolvoreado debe realizarse en condiciones óptimas de temperatura, humedad, velocidad periférica de rotación de las partículas sobre el tambor (de 2–4 m/s), intensidad del campo eléctrico, diámetro del electrodo de desviación (si éste llega a aplicarse),etc. (**Manouchehri H.R.; Hanumantha Rao H.K.; and Forssberg K.S.E., 2000**).

En la electroseparación de los materiales más gruesos debe tenerse en cuenta que cuanto mayor sea la densidad de las partículas no conductoras, tanto mayores deberán ser las fuerzas eléctricas que las retienen sobre el electrodo de precipitación e impiden que se desprendan al mismo tiempo que las conductoras, de esta forma, para aumentar las fuerzas eléctricas debe elevarse la tensión que se aplica a los electrodos, sin cambiar la separación entre éstos, ó bien debe reducirse dicha separación sin elevar la tensión (**Li, J.; Lu, H.Z.; Liu, S.S. y Xu, Z.M., 2008**). Resulta más cómodo el primer procedimiento. El valor de las fuerzas eléctricas puede aumentar mediante una preparación adecuada del material a separar (limpieza, secado, etc.).



K. Desmenuzamiento selectivo

Al combinarse el desmenuzamiento selectivo con la electroseparación se obtienen resultados positivos, por ejemplo, cuando se aplican los separadores eléctricos de ciclo-chorro ó de corona. En el primer caso, al enriquecerse el mineral de hematita-pirita que contiene ganga silícica (-0,5 mm), el rendimiento del concentrado colectivo constituyó el 72,6%, mientras que el contenido en hematita y en pirita fue del 94,6%, habiéndose extraído el 95% de éstas (siendo del 72,6% su contenido en el material inicial). El concentrado colectivo se separa eficazmente por flotación. Antes del enriquecimiento, el mineral de baritina y de cuarzo se trató con alcohol laurílico sulfonado, debido a lo cual se hizo electroconductible la superficie del cuarzo. Después de la electroseparación, el concentrado contenía el 92,8% de baritina (el rendimiento era del 55,2%), habiéndose extraído el 87,6%. En los residuos había el 16,2% de baritina, siendo del 58,5% su contenido en el material inicial.

La pirita tostada de grosor entre 0,1 y 1 mm, se enriquecía bien en el separador eléctrico de ciclo-chorro, obteniéndose un concentrado que contenía el 63,1% de Fe, el 1,7% de SiO₂ y el 2,1% de S (el 62% de rendimiento), siendo la extracción del 72,8% de Fe, el 17,9% de SiO₂ y el 42,4% de S respectivamente. El contenido en dichas sustancias del metal inicial era del 53,7% de Fe, el 5,9% de SiO₂ y el 3,1% de S.

Durante el desmenuzamiento selectivo en la mina de plomo de Mechernich (antigua RDA), al producirse la electroseparación, se extrae una parte de la ganga que ensucia el mineral más blando. En la mina "Barbara" de Rur (Polonia), las clases menudas con un contenido elevado de calcita sirven de concentrado para la fusión en los altos hornos.

Al enriquecerse los minerales azufrosos y manganíferos (en la isla de Sicilia) se obtuvo un concentrado con más del 90% de S y un concentrado de Mn condicionado de grosor entre el 1 y el 0,074% mm, llegando su extracción al 95%.



La fábrica Mesaby Band (Canadá) produce anualmente 10,3 millones de toneladas de concentrado con el 8,5% de cuarzo a base del mineral de taconita (de grosor 0,043 mm). Separada la clase de 0,043 mm, se obtiene un concentrado del 5,7% de SiO_2 y desechos (el 10%) con el 20,5% de SiO_2 .

Según los datos de **I.S. Polkin**, el desmenuzamiento selectivo (hasta 0,4 mm de grosor) de algunos minerales de Be, basado en la distinta densidad de los minerales que lo conforman (de 1–8,5), antecede a la flotación.

En las fábricas de la antigua RFA, de Francia y de otros países, la ganga de limonitas oolíticas es el cuarzo que se desmenuza con mayor dificultad que las oolitas naturales. Durante la trituración y el desmenuzamiento selectivos, las partículas con un grosor superior a 0,5 mm se consideran residuos, mientras que las partículas inferiores a 0,5 mm se destinarán a la separación magnética por vía seca. De forma análoga, se separan muchos carbones y otros minerales útiles.

L. Limpieza superficial

A menudo se obtiene una importante mejora de la selección de partículas mediante la limpieza de su superficie ó bien mediante la eliminación del polvo por lavado. Así, por ejemplo, en los minerales de Cu–Zn y en los de sulfuro de hierro de una de las minas, las partículas de esfalerita y de piritita estaban revestidas de una fina capa de calcopirita. Para limpiar la superficie y suprimir las capas, es suficiente lavarlas con cianuro sódico ó bien con ácido hidrofúrico. Después de un lavado con solución del 5% en ácido hidrosulfúrico, la superficie de los minerales y de la ganga, quedaba totalmente limpia. Las partículas pulverulentas se suelen eliminar mecánicamente en un molino forrado de goma y en otros equipos.

Las capas de reactivos sobre la superficie de los minerales de los concentrados colectivos, pueden destruirse mediante el tratamiento con ultrasonido, antes de separarlos. Dicho tratamiento puede aplicarse en el enriquecimiento de las arenas para la fabricación del vidrio, del cristal de roca, del feldespatos, de los abrasivos



sintéticos, etc. La aplicación de ultrasonido en el acabado de los concentrados colectivos, permite intensificar este proceso por mediante la separación de los productos intermedios en las fracciones básicas. He aquí la ventaja del método de ultrasonido, que precede a la separaciones eléctrica y magnética de los minerales a granel (Wu, J.; Li, J. y Xu, Z.M., 2008). Optimization of key factors of the electrostatic separation for crushed PCB wastes using roll-type separator, J. Hazard. Mater. 154 161–167.

Al aplicarse el ultrasonido, se suprimen de forma eficiente las capas superficiales en los ingredientes de los concentrados colectivos de metales raros y de otros, lo cual redundaría en la mejora del proceso de tratamiento de éstos. Así, por ejemplo, en el acabado de los concentrados de Ta-Nb se incrementó 1,5 veces el rendimiento de los separadores, reduciéndose dos veces el contenido en ingredientes preciosos de distintos productos y de colas de residuos de escombrera. En la transformación de los concentrados iniciales de tantalita–columbita–casiterita se redujo el tiempo de obtención de los concentrados de calidad de Ta y de Sn, aumentando del 6-15% la extracción del metal precioso. El tratamiento con ácidos en el procedimiento de otros concentrados, no fue necesario, disminuyendo entre el 30–40% las pérdidas del metal precioso con residuos de escombrera.

M. Intensidad del campo eléctrico del efecto corona

La intensidad del campo eléctrico del efecto corona, puede variar dentro de amplios límites y tiene gran influencia en el proceso de separación. En efecto, al crecer la intensidad del campo, aumentará:

- La cantidad de iones producidos por el efecto corona
- El valor de la carga de la partícula (como adquiere más iones)
- La velocidad del movimiento de las partículas cargadas hacia el electrodo puesto a tierra (proporcionalmente al valor de su carga y a la intensidad del campo), etc.



Al aumentar la intensidad, se adhieren más al tambor las partículas de minerales no conductores, incrementando su rendimiento y siendo iguales el resto de condiciones. A mayor grosor de la partículas, tanto mayor será la tensión aplicada a los electrodos del separador.

Al ser tratados en el separador los minerales de tipo arena, según **Rivitt and Pax, (2003)**, se han detectado las tensiones óptimas indicadas en la tabla 3.

CLASE (mm)	TENSIÓN (kV)
0,6 - 1,2	40 – 50
0,3 – 0,6	30 – 40
0,15 – 0,3	20 - 25

Tabla 3: Tensiones óptimas detectadas al tratar minerales de tipo arena

N. Proporción de las partículas conductibles en el material en tratamiento

Si la cantidad de dichas partículas es elevada, deberá reducirse la tensión ó el rendimiento del alimentador para evitar la perforación entre los electrodos.

Cuando el separador está bien regulado, el material procesado se distribuye de modo que las partículas conductoras van solamente al primer recipiente y las no conductoras van sólo al cuarto recipiente, siendo reducida entre el 2–5% la cantidad del producto intermedio. Si existiesen partículas aglutinadas en los recipientes intermedios, se deben desmenuzar las mismas para ser tratadas de nuevo.

O. Grado de irregularidad de la intensidad del campo eléctrico

La irregularidad del campo eléctrico, queda determinada por la magnitud dE/dx , y viene a determinar la fuerza eléctrica “ f ” que facilita el desprendimiento de las partículas de la superficie del tambor. Dicha magnitud, puede variar en gran medida, al

introducirse electrodos de desviación (hechos de dieléctricos ó de conductores) en los intervalos de descarga del separador. En la figura 18 se ilustra la acción de un electrodo de desviación.

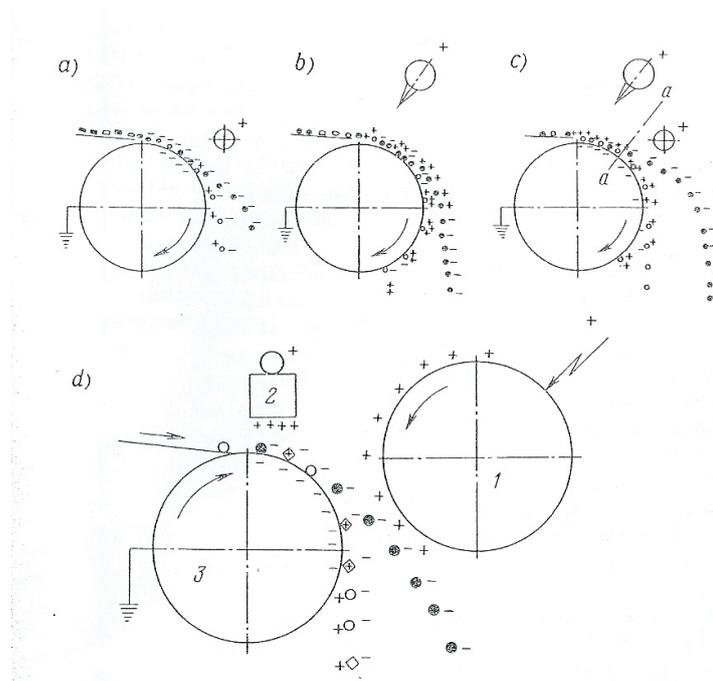


Fig. 18: Desviación de las partículas sin estar puestos a tierra los electrodos:
a) de varilla; b) puntiagudo; c) de varilla y puntiagudo y d) no metálico

Según se muestra en la figura 17 (a), la alta tensión es aplicada solamente al electrodo de varilla, cuyo potencial es positivo. Las partículas de minerales que dan contra el tambor puesto a tierra, están expuestas solamente a la acción de las fuerzas electrostáticas, perdiendo las partículas su carga positiva inducida y conservando la negativa. Debido a este hecho, las partículas son atraídas por el electrodo de varilla y repelidas al mismo tiempo por el tambor puesto a tierra y siendo desviadas hacia la derecha.

Según se muestra en la figura 17 (b), la alta tensión de la misma polaridad es suministrada solamente al electrodo puntiagudo. Todas las partículas que dan contra el tambor puesto a tierra, adquieren cargas positivas producidas por ionización, mientras que los minerales electroconductibles las pierden rápidamente.



Al abandonar el tambor, dichas partículas adquieren nuevamente cargas positivas, las conservan durante cierto tiempo y se atraen al estar el tambor puesto a tierra, siendo repelidas al mismo tiempo por el electrodo puntiagudo y desviándose ligeramente hacia la izquierda.

Según se muestra en la figura 17 (c), la alta tensión de la misma polaridad es aplicada al electrodo puntiagudo y al de varilla. De esta forma, los no conductores que adquieren inicialmente cargas positivas, son rechazados por el electrodo positivo, siendo atraídos al mismo tiempo por el tambor puesto a tierra y desviados hacia la izquierda. Los minerales electroconductibles también se cargan positivamente, perdiendo rápidamente su carga, son atraídos por el electrodo de varilla, siendo repelidos al mismo tiempo por el tambor puesto a tierra y se desvían más hacia la derecha que en los dos casos anteriores. Las fuerzas desviadoras llegan a su máximo a lo largo de la línea aa, donde las partículas electroconductibles se elevan notoriamente y se desvían hacia la derecha mucho más que en los dos casos anteriores.

Finalmente, según se muestra en la figura 17 (d), la alta tensión es suministrada a dos electrodos no metálicos, el cilindro (1) y el desviador (2). Podemos observar cómo las partículas se desvían mucho más que en el caso anterior.

En este caso, los electrodos 1 y 2 pueden colocarse más próximos al tambor metálico puesto a tierra 3, sin que se produzca un cortocircuito, lo cual hace más intenso el campo. El desviador de este tipo se aplica para extraer diamantes de un grosor superior a 3 mm mediante los concentrados primarios de diamante.

Para aumentar la desviación de las partículas de los minerales tratados, a veces se revisten de tiras de baquelita (2) las puntas (1) (electrodos en corona), según la figura 17 (d), por lo cual se reduce el intervalo interelectrónico (1-3), aumentando mucho la intensidad del campo eléctrico.

Es conveniente aplicar los electrodos de desviación en la separación de los minerales ricos en partículas electroconductibles, en cuyo caso se obtienen fracciones más

puras con una extracción máxima. En los separadores de corona aplicados en el tratamiento de distintos materiales, se instalan electrodos de desviación amovibles. Dichos separadores son llamados electrostáticos en corona.

Se han propuesto varias fórmulas para evitar los saltos de chispas en el campo del efecto corona, cuando hay muchas partículas conductibles y la temperatura del material a separar es elevada. Una de ellas consiste en que el ionizador 1 no se cargue directamente de una fuente de alta tensión, sino indirectamente a través de un espacio de aire que tiene contacto con la alta tensión del campo eléctrico.

Los electrodos en corona de punta, en comparación con los ordinarios, permiten aumentar (con una misma tensión) la densidad lineal de la corriente del efecto corona que depende en gran medida del paso entre las puntas h . La densidad lineal de la corriente alcanza su valor óptimo, cuando la relación $h/H = 0,2.....0,6$, siendo H la separación entre las descargas (**Medles, K.; Senouci K.; Tilmatine, A.B.; Mihalcioiu, A. y Dascalescu, L., 2009**).

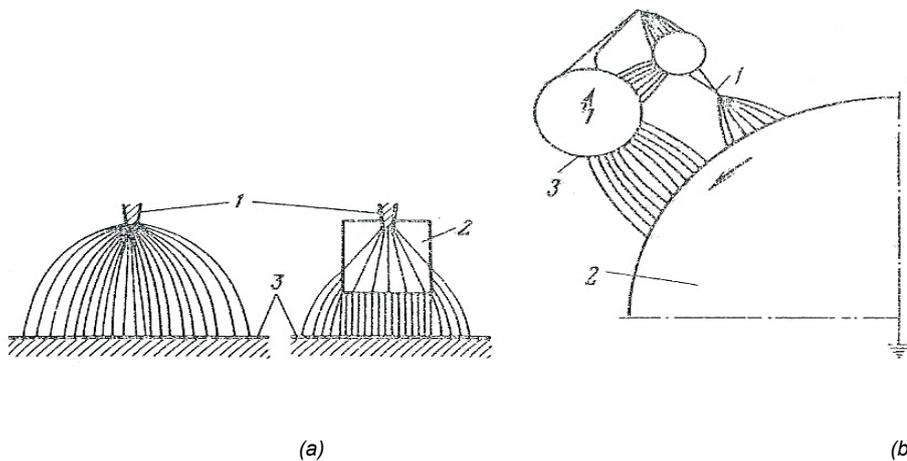


Fig. 19: (a) Principio de funcionamiento del desviador: 1) electrodos puntiagudos; 2) desviador; 3) electrodos puestos a tierra (una parte de la superficie del tambor); (b) Campo combinado para extinguir las perforaciones en el separador de cilindros: 1) ionizador; 2) separador de cilindros; 3) electrodo de desviación



P. Diámetro del tambor del separador

Se ha considerado la influencia ejercida por el diámetro del electrodo de precipitación (del tambor) sobre el rendimiento del proceso de enriquecimiento eléctrico de diversos materiales con el fin de seleccionar los parámetros de los separadores eléctricos de tambor en corona IGDAN.

Se ha establecido el diámetro óptimo del tambor como un valor próximo a los 300 mm, para tratar los minerales desmenuzados y algunos materiales a granel (en particular, aquellos que contienen zircón y rutilo) que se caracterizan por el contacto de punta entre las partículas en fase de tratamiento y la superficie del electrodo puesto a tierra **(Medles, K.; Senouci K.; Tilmatine, A.B.; Mihalcioiu, A. y Dascalescu, L., 2009)**.

En este sentido, conviene destacar que otros investigadores han obtenido conclusiones similares al respecto.

Q. Fuerzas mecánicas

La fuerza centrífuga desprendida por las partículas del tambor, es directamente proporcional al cuadrado de la velocidad de rotación del tambor. Por consiguiente, la velocidad del tambor debe ser inferior cuando se tratan las partículas gruesas, especialmente, si su densidad es elevada, la velocidad deberá ser mayor si se tratan partículas finas expuestas a la acción de la fuerza adhesiva. En algunos casos se puede separar eficientemente los minerales no conductores gracias a la diferencia existente entre las fuerzas mecánicas que influyen sobre ellos, producida por la diferencia entre sus densidades (por ejemplo, de la scheelita y del cuarzo de 6 y de 2,6 gr/cm³ de densidad respectivamente).

Los planos divisorios tienen por misión distribuir los productos entre las tolvas. Así, si desplazamos hacia la izquierda el primer plano divisorio, disminuirá el producto acumulado en la primera tolva, aumentando la cantidad del producto en la adyacente (segunda). Al mover hacia la derecha el plan divisorio, se provoca el efecto contrario.



El funcionamiento de los separadores es regulado por la tensión, la velocidad de rotación del tambor, la posición de los planos divisorios, el rendimiento del alimentador, la posición y las dimensiones del electrodo en corona, la posición del electrodo de desviación en la cámara del separador (si lo hay), el lugar de carga del material en el espacio interelectrónico y otros factores (Li, J.; Lu, H.Z.; Liu, S.S. y Xu, Z.M., 2008). Algunos de ellos pueden compensarse recíprocamente hasta cierto grado (la tensión y la velocidad de rotación del tambor, etc.), gracias a lo cual se facilita la selección del régimen de funcionamiento del separador.

R. Composición del material a separar

Influye en gran medida sobre la calidad de los productos separados, lo cual es demostrable con los ejemplos siguientes. La mica es un dieléctrico, sin embargo, se comporta como un conductor por tener mucha superficie y por ser la misma hidrófila. El grafito es buen conductor y se extrae fácilmente, pero ensucia la superficie de sus ingredientes dieléctricos, alterando así su conductibilidad superficial.

De forma distinta resulta el comportamiento de las diferencias petrográficas del carbón (entre ellas, el fusain, que es un buen conductor).

La composición de los minerales de valor (casiterita, esfalerita, zircón, granate y otros) de un mismo yacimiento, a menudo resulta ser inestable, siéndolo también sus propiedades eléctricas, hecho que dificulta la separación.

Según Yones, Tilmatine, Medles Rahli Dascalescu, (2005), el grado de separación de los minerales conductores depende no sólo de las propiedades eléctricas de éstos, sino también de su densidad, que conlleva diferencias entre las fuerzas mecánicas que influyen sobre las partículas de los ingredientes de los materiales tratados en los separadores eléctricos. En determinados casos, el funcionamiento pudiera resultar dificultoso debido a la concentración excesiva de polvo disperso no conductor, en el material inicial. Para evitarlo, debe desempolvarse dicho material en los separadores eléctricos de corona en cámara.



Según sean las características del material inicial y las condiciones de su tratamiento, se pueden realizar las siguientes operaciones previas a la separación:

- Secado
- Desempolvado
- Clasificación en función del tamaño ó de la densidad del relleno
- Tratamiento con reactivos
- Otras operaciones

2.2 Métodos de Carga de Partículas de los materiales a separar según Olofinski

Para llevar a cabo el proceso de separación eléctrica se requieren un campo eléctrico de alta intensidad y partículas cargadas de mezclas de materiales áridos. Con ello se utilizan cargas eléctricas no constantes en el tiempo, que condicionan fuerzas que en el campo eléctrico actúan sobre las partículas. El campo eléctrico homogéneo no actúa sobre las partículas neutras. En un campo fuertemente heterogéneo las partículas con diferentes constantes dieléctricas reciben cargas de distinto valor. En el campo eléctrico, a través del aire resulta prácticamente imposible aprovechar estas cargas para separar las partículas, en cuyo caso la masa de las partículas a separar debe diferenciarse no más del 10% y su constante dieléctrica, varias veces. El campo eléctrico posee energía potencial y transmite movimiento a la carga, siempre que la fuerza del campo que actúa sobre ésta no se equilibre con otras fuerzas (**Olofinsky, 1980**).

Los métodos de carga, se definen principalmente mediante las propiedades eléctricas de las partículas de los materiales a separar. Así la separación eléctrica aprovecha fundamentalmente las diferencias entre los componentes de los materiales iniciales en función las siguientes propiedades:

- La Electroconductibilidad
- La Constante Dieléctrica
- La Electrización por Frotamiento (Efecto Triboeléctrico)



- El Potencial de Contacto
- La Adhesión

El propio **Olofinsky, (1980)**, estableció que los principales métodos para cargar las partículas de los materiales a separar eran:

- La Ionización (descarga en corona y radiaciones α y β) (figura 19, a y b)
- La Electrización por Frotamiento (figura 19, c)
- La Inducción (figura 19, d)
- El Contacto con el Electrodo Cargado (figura 19, e)
- El Calentamiento
- La Combinación de dichos Métodos

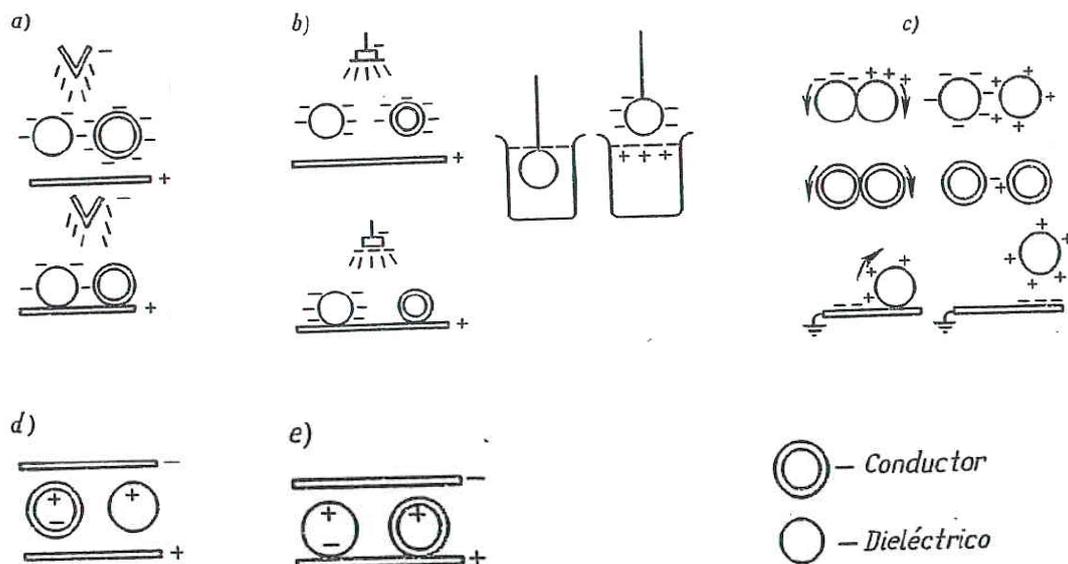


Fig. 20: Métodos fundamentales para cargar las partículas de los materiales a separar: a) Ionización; b) Radiación; c) Electrización por frotamiento; d) Inducción conductiva y e) Contacto con el electrodo cargado



2.2.1 Carga de partículas por Ionización

Según **Dascalescu, Iuga, Morar, Neamtu, Samuila, and Suarasan, (1994)**, en las proximidades de un cuerpo conductor puntiagudo, en forma de cuña, de un cono o de un hilo fino, llevado a cierto potencial, se produce un incremento de campo. Las moléculas de aire en contacto con la punta toman cierta carga del mismo signo que la de la punta, siendo entonces repelida por ésta. De donde resulta un movimiento de iones que da lugar al bien conocido fenómeno del “viento eléctrico”. Estos iones en contacto con otras partículas se descargan. Si la partícula receptora es un conductor en contacto con el electrodo al potencial de signo contrario, al de la punta, las cargas se disipan. Por el contrario, si la partícula es no conductora, las cargas quedan en su superficie y por esto es atraída por el electrodo.

2.2.2 Carga de partículas mediante Electrización por Frotamiento

Al frotarse dos cuerpos se produce el paso de electrones de la superficie de uno a la del otro. El cuerpo que pierde electrones pierde carga negativa y queda cargado positivamente. El cuerpo que gana electrones queda cargado negativamente.

2.2.3 Carga de partículas por Inducción Conductiva

La electrización por inducción es el resultado del movimiento de los electrones del cuerpo neutro, atraídos o repelidos según sea la carga (positiva o negativa) del cuerpo cargado que se le aproxima.

2.2.4 Carga de partículas por Contacto con el Electrodo Cargado

Un cuerpo se puede cargar, sólo al tener contacto con otro anteriormente cargado. En este caso, las cargas eléctricas se distribuyen equitativamente en los cuerpos.



2.3 Técnicas de Separación Eléctrica

En este sentido, tenemos que **Olofinsky, (1980)**, establece diversos métodos de separación eléctrica. Así tenemos:

1. Método Electrostático (campo electrostático; las partículas se cargan por diversos métodos)
2. Método En Corona (campo de la descarga en corona; las partículas se cargan por ionización)
3. Método Dieléctrico (campo electrostático; campo de la descarga en corona; las
4. partículas neutras se separaran por la acción de las fuerzas ponderomotrices)
5. Métodos Combinados
 - *En Corona-Eléctrico* (campos de la descarga en corona y electrostático; las partículas se cargan por ionización u otros procedimientos)
 - *En Corona-Magnético* (campos de la descarga en corona y magnético; las partículas se cargan por ionización)
 - *Triboadhesivo* (las partículas se cargan por el efecto triboeléctrico, la adhesión y otros)
 - *Fluidizado-Electrostático* (campo electrostático; las partículas se cargan por fluidización)



MÉTODO DE SEPARACIÓN		TIPO DE SEPARADOR	MARCACIÓN RECOMENDADA PARA LOS SEPARADORES
Para Materiales Granulados			
ELECTROSTÁTICO		De Tambor	(ET)
		De Cámara	(EK)
		De Cascada	(EKas)
		De Láminas	(EL)
EN CORONA		De Tambor	(KT)
		De Cámara	(KK)
		Tubulares	(KT)
		De Cinta (de transportador)	(KC)
		De Lámina	(KL)
DIELÉCTRICO		Planos	(DP)
		Tamices Dieléctricos	(TD)
		De Rendija	(DR)
COMBINADO	EN CORONA-ELECTROSTÁTICO	De Tambor	(GET)
	EN CORONA-MAGNÉTICO	De Tambor	(CMT)
	TRIBOADHESIVO	De Tambor	(TAT)
Para Materiales Pulverulentos			
EN CORONA		De Cámara con alimentación superior ó inferior	(KKa)
		Tubulares	(KTa)
COMBINADO	EN CORONA-ELECTROSTÁTICO	De Cámara (carga y precipitación por separado)	(CEC)
		De Discos	(CED)
	FLUIDIZADO-ELECTROSTÁTICO	Carga y precipitación por separado	(FE)
	TRIBOADHESIVO	De Tambor	(TAT)

Tabla 4: Clasificación de los separadores eléctricos según Olofinski

2.4 Separación Electroestática

El principio de la separación electrostática se basa en el hecho de que si uno de los materiales en una mezcla de partículas pueden recibir una carga superficial al entrar a un campo electrostático, las partículas de este material serán repelidas por uno de los



electrodos y atraídas hacia el otro, en función del signo de la carga de las partículas.

Las técnicas convencionales de separación electrostática utilizan las fuerzas desarrolladas entre las partículas cargadas y los electrodos de campo para establecer trayectorias, y a partir de éstas hacer efectiva la separación.

El arte y la ciencia de la separación electrostática se encuentra en la habilidad de cargar selectivamente una o más especies minerales que componen una mezcla, provocando en las mismas un comportamiento diferente en el campo eléctrico (**Haga, 1995**).

La separación electrostática es aplicada como un proceso de concentración sólo a un pequeño número de minerales, sin embargo, donde ella se aplica, es altamente exitosa.

Frecuentemente se suele combinar con separación gravimétrica y magnética para tratar minerales no sulfurados.

La mayor aplicación de la separación electrostática ha sido en el procesamiento de arenas de playa y depósitos aluviales con contenido en minerales de titanio.

Hay pocas plantas de tratamiento de arenas de playa en el mundo, que no usen la separación electrostática para separar rutilo e ilmenita de zircón y monacita.

Los sistemas de separación electrostática contienen al menos cuatro componentes:

1. Un mecanismo de carga y descarga
2. Un campo eléctrico externo
3. Un sistema que regule la trayectoria de las partículas no eléctricas
4. Un sistema de colección para la alimentación y productos



2.4.1 Mecanismos de Carga de Partículas en la Separación Electrostática

Los mecanismos de carga y descarga empleados actualmente resultan de una de las siguientes categorías de distribución de carga:

1. Partículas de dos especies diferentes penetran en un campo eléctrico, en una zona de separación, portando una carga eléctrica de signo opuesto.
2. Partículas de dos especies diferentes entran a una zona de separación donde sólo un tipo de partícula lleva una carga eléctrica significativa.
3. Partículas de diferentes especies entran en la zona de separación con momentos dipolares significativamente diferentes.

Es necesario un campo eléctrico, definido por alguna configuración de límites equipotenciales y una fuente de alta tensión. Los rangos de potencial eléctrico son del orden de 10 a 100 kV, que generalmente son unidireccionales.

La separación física de dos tipos de partículas, según comentan **(Dascalescu, L.; Iuga, A.; Morar, R.; Neamtu, V.; Samuila, A. and Suarasan, I., 1994)**, se realiza siempre ajustando las fuerzas y el tiempo que actúan dichas fuerzas sobre las partículas, de modo que partículas de diferentes tipos tendrán trayectorias diferentes en tiempos predeterminados. A parte de las fuerzas eléctricas, es generalmente ventajoso utilizar fuerzas de gravedad, centrífuga, o fricción, para efectuar una clasificación selectiva.

2.4.2 Métodos de carga más utilizados en la separación electrostática

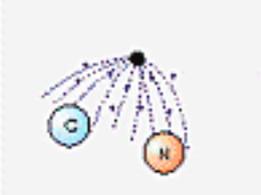
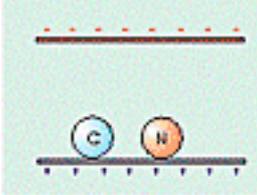
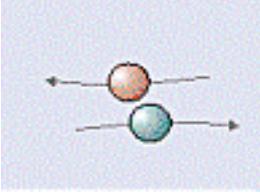
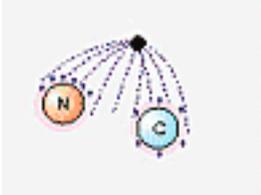
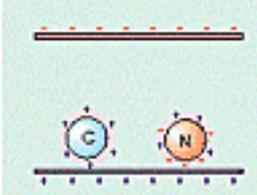
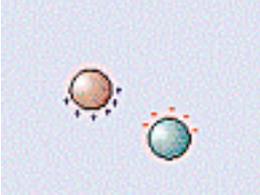
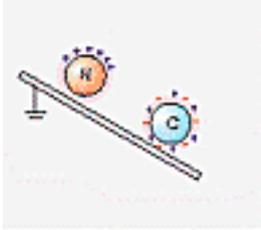
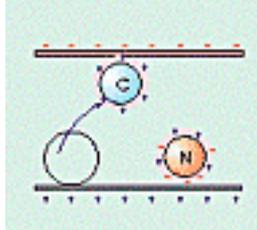
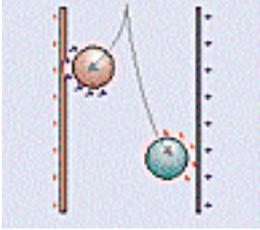
Carga por CORONA	Carga por INDUCCIÓN	Carga por TRIBO
		
		
		

Fig. 21: Formas de carga más empleadas
en la separación electrostática

a) Método de carga mediante electrización por contacto y fricción

Cuando superficies de minerales no similares son colocadas en contacto, puede observarse que intercambian cargas entre sí, con la consecuente perturbación del equilibrio individual. La electrización por contacto también es conocida como electrificación por roce. En esta forma de carga eléctrica, partícula contra partícula, el área de contacto es generalmente muy pequeña, haciéndose necesario promover a través de la acción mecánica el movimiento de estas partículas, generando así una



notoria carga media superficial. Si el material está constituido de partículas ligeramente conductoras, con frecuencia la densidad de carga resultante, es suficiente para ser utilizada en un mecanismo de separación eléctrica. Se puede observar que si no existe un intenso contacto entre partículas, la separación no es viable.

La electrización por contacto es el mecanismo que con más frecuencia se utiliza para cargar partículas de forma selectiva, y permitir una separación electrostática de dos especies de materiales dieléctricos.

Como ejemplos típicos tenemos:

- a) La separación de feldespatos a partir de cuarzo
- b) El cuarzo a partir de apatita
- c) La halita a partir de la silvita

Como norma general, si dos materiales dieléctricos son ponen en contacto y posteriormente se separan, el material con mayor constante dieléctrica se carga positivamente. Sin embargo particularmente, en el caso de los minerales esto no es así, ya que las propiedades eléctricas de un mineral pueden variar en gran medida debido a la presencia de trazas de impurezas (**Iuga, A.; Neamtu, V.; Suarasan, I.; Morar, R. and Dascalescu, L., 1995**).

En la figura 22 se muestra el esquema de diseño de un separador electrostático de caída libre, basado en el cargado de partículas mediante electrificación por contacto.

A continuación se presentan los datos y resultados de una separación electrostática típica de laboratorio utilizando una mezcla artificial de fosfato y cuarzo:

- Flujo de alimentación: 0,0504 kg/seg por pulgada de ancho del electrodo.
- Espaciamiento de los electrodos: 6 pulgadas.
- Diferencia de potencial entre los electrodos: 60 kV.
- Tamaño de partículas: 0,15 a 0,30 mm.

Productos	% en Peso	% en Fosfato	% en Cuarzo
Alimentación	100	50	50
Concentrado	47	97.1	2.9
Relave	53	8.2	91.8

Tabla 5: Resultados de la separación electrostática a escala de laboratorio de una mezcla artificial de fosfato y cuarzo.

Conviene señalar, sin embargo, que la separación electrostática de una mena a escala industrial no resulta fácil. En general, los productos finales obtenidos resultan de varias etapas de limpieza y agotado (Recuperación de la basura ó de los residuos).

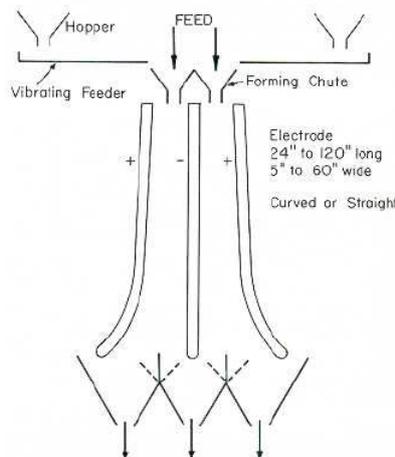


Fig. 22: Separador electrostático de caída libre basado en la carga mediante electrificación por contacto.

b) Método de carga mediante bombardeo de iones ó electrones

Cuando la mena está compuesta de una mezcla de minerales buenos y malos conductores eléctricos, dicha mezcla puede ser separada generalmente por el uso de procesos de alta tensión.

Como aplicaciones típicas tenemos la separación de rutilo e ilmenita (conductores) a partir de zircón y otros minerales no conductores encontrados en arenas de playa, y la separación de cuarzo (aislante) a partir de especularita (conductor).



En este tipo de separación electrostática todas las partículas, conductoras y no conductoras, son cargadas debido al alto campo eléctrico producido por el electrodo de corona ionizado que genera un flujo de iones. La separación electrostática mediante cargado por corona, llamada separación por corona, se puede aplicar para la separación de partículas con diferentes conductividades debido al fuerte campo eléctrico aplicado (**Iuga, A.; Neamtu, V.; Suarasan, I.; Morar, R. and Dascalescu, L., 1995**).

b.1) El Separador de Alta Tensión

En los separadores de alta tensión, la alimentación se realiza sobre el rotor (tambor ó rodillo rotatorio) que está conectado a tierra y entra en el campo de un electrodo ionizado cargado. Las partículas de la alimentación aceptan una carga por bombardeo de iones. Las partículas conductoras pierden su carga en el rotor conectado a tierra y son lanzadas desde la superficie del propio rotor por la fuerza centrífuga, lejos de dicha superficie. Las partículas no conductoras no son capaces de disipar su carga rápidamente en el rotor, y de ese modo, son atraídas a la superficie del rotor.

Respecto del comportamiento de algunos minerales frente a un separador de alta tensión, **Dascalescu, Iuga, Morar, Neamtu, Suarasan, Samuila, and Rafiroiu, (1993)** señalan lo siguiente:

- ❖ **Minerales fijados al rotor del equipo (no conductores):** apatita, barita, calcita, corindón, granate, yeso, monacita, scheelita, turmalina, zircón.
- ❖ **Minerales que son lanzados del rotor del equipo (conductores):** casiterita, cromita, galena, oro, diamante, hematita, magnetita, rutilo, esfalerita, wolframita.

Un separador de alta tensión tiene una capacidad que puede variar entre 0,126 y 0,256 kg/seg por 30,48 cm de rotor.

Los rotores de estos equipos que son utilizados para arenas de playa, son generalmente de 6 pulgadas de diámetro y 60 pulgadas y normalmente trabajan a una

velocidad entre 300 y 500 rpm.

c) Método de carga mediante inducción conductiva

Si una partícula se coloca sobre un conductor conectado a tierra en presencia de un campo eléctrico, dicha partícula desarrollará rápidamente una carga superficial por inducción. Tanto las partículas conductoras como las no conductoras se polarizarán, pero la partícula conductora tendrá una superficie completamente equipotencial, mientras que la partícula no conductora permanecerá polarizada (**Inculet, I.I., 1984**). Este tipo de método de carga de partículas se muestra en la figura 22.

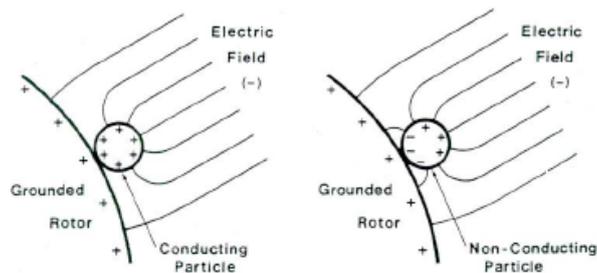


Fig. 23: Partículas cargadas por inducción

En el método de carga por inducción, la mezcla de minerales a separar se alimenta sobre un tambor rotativo y pasa a través de un campo eléctrico generado por un electrodo tubular de alto voltaje. Las partículas conductoras obtienen carga por inducción por un corto periodo de tiempo, dependiendo de su superficie conductiva. La carga inducida tiene una polaridad inversa a la del electrodo de alto voltaje. Por lo tanto, se creará una fuerza atractiva hacia el electrodo con respecto a las partículas conductoras, con lo cual las partículas serán dirigidas desde la superficie del rotor hacia el electrodo. Las partículas no conductoras no se cargarán significativamente durante su permanencia en el rotor y su carga será pequeña para que afecte en el movimiento hacia el electrodo de alto voltaje.

En los equipamientos comerciales típicos se incluyen el separador tipo rodillo (figura 3.24) y el separador de placa inclinada ó de tobogán (figura 3.25).

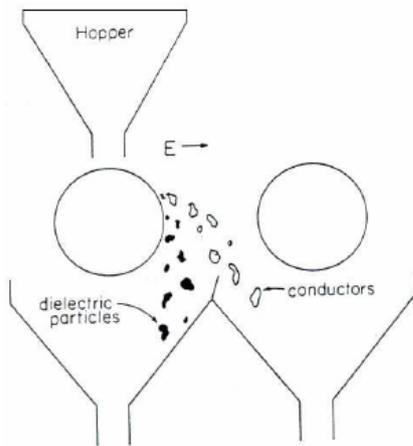


Fig. 24: Separador electrostático tipo rodillo

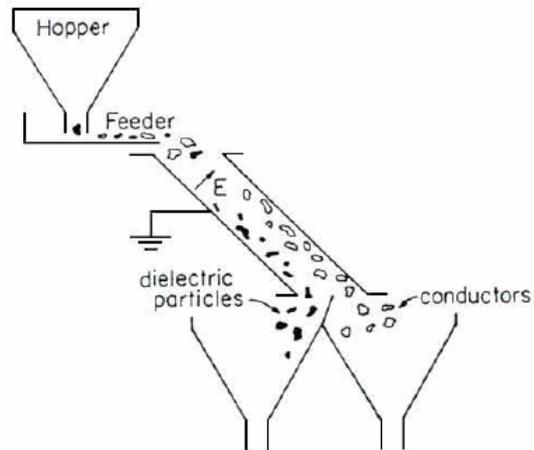


Fig. 25: Separador electrostático de placa inclinada

La capacidad de estas máquinas oscila entre los 0,00378 y 0,2464 kg/seg por 30,48 cm de ancho del electrodo.

En Australia, se utiliza de forma extensiva el separador electrostático Reichert de placa tipo harnero (figura 26) para el tratamiento de arenas de playa.

Este separador se utiliza para limpiar las partículas no conductoras concentradas previamente por el uso de una máquina de descarga por corona. Las partículas conductoras pasan a través del electrodo del harnero como concentrado. La polaridad de los electrodos es muy importante ya que la electrificación por contacto es también un mecanismo activo. La capacidad de estas máquinas para aplicaciones en arenas de playa es de alrededor de 1,5 ton/h, utilizando un separador de 182,88 cm de ancho.

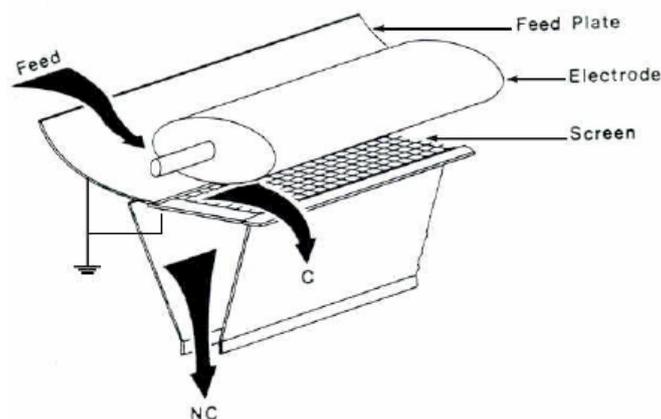


Fig. 26: Separador electrostático Reichert de placa tipo harnero



2.4.3 Tipos de separadores electrostáticos

2.4.3.1 Separadores Electrostáticos de Alta Tensión

En los separadores de alta tensión la alimentación se realiza sobre el rotor (tambor rotatorio) conectado a tierra y entra al campo de un electrodo ionizado cargado.

Las partículas alimentadas aceptan una carga por bombardeo de iones. Así, las partículas conductoras pierden su carga en el rodillo conectado a tierra y son lanzadas desde la superficie del rotor por la fuerza centrífuga, lejos de la superficie del rodillo. Las partículas no conductoras no son capaces de disipar su carga rápidamente en el rotor, y de ese modo, son atraídas a la superficie del rodillo (**Inculet, I.I., 1984**).

El tamaño de las partículas influye en la acción del separador.

Una partícula gruesa es más fácilmente lanzada desde la superficie del rotor, en cambio, las partículas conductoras más finas tenderán a ser atrapadas por partículas no conductoras, debido a su menor masa. Así, las partículas finas tienden a concentrarse con la fracción no conductora. Debido a esto, es normal en la práctica, utilizar sistemas de limpieza en multietapas con los separadores ordenados en bancos.

Los separadores de alta tensión operan en un rango amplio de tamaños de partículas. Con arenas de playas, es posible trabajar en un rango de tamaño de 50–100 μm .

Para optimizar el rendimiento de un separador deben considerarse las siguientes variables:

- Flujo de alimentación
- Velocidad del rotor
- Posición del electrodo



- Voltaje del electrodo
- Posición del separador del producto obtenido

Las principales aplicaciones según **Rivitt, and Pax, (2003)**, son: separación de rutilo, ilmenita, zircón y de la arena de playa; minerales de estaño de placeres en corrientes; mejora de concentrados de fosfato; separar scheelita de la pirita, separación de sales químicas, eliminación de la molienda de metal de las arenas de rueda abrasiva, producción de concentrados de alta calidad de hematita especular, eliminación de cáscaras de semillas, de semillas de malas hierbas, de excrementos de roedores de diversos granos alimenticios y de diversos cereales, y otros muchos. Otra aplicación es la coagulación de polvo en los colectores de polvo electrostático. Lo citado anteriormente constituye el comportamiento típico de los minerales en separadores electrostáticos de alta tensión.

Pegados al Rotor	Lanzados Fuera del Rotor
Barita	Casiterita
Calcita	Galena
Yeso	Hematite
Cuarzo	Ilmenita
Sheelita	Magnetita
Zircón	Pirita
	Rutilo

Tabla 6: Comportamiento de algunos minerales en un separador de alta tensión

A continuación se establece el comportamiento de algunos minerales en los separadores electrostáticos de alta tensión:

- **Minerales fijados al rotor del equipo (no conductores):** apatita, barita, calcita, corindón, granate, yeso, monacita, scheelita, turmalina, zircón.
- **Minerales que son lanzados del rotor del equipo (conductores):** casiterita, cromita, galena, oro, diamante, hematita, magnetita, rutilo, esfalerita, wolframita.

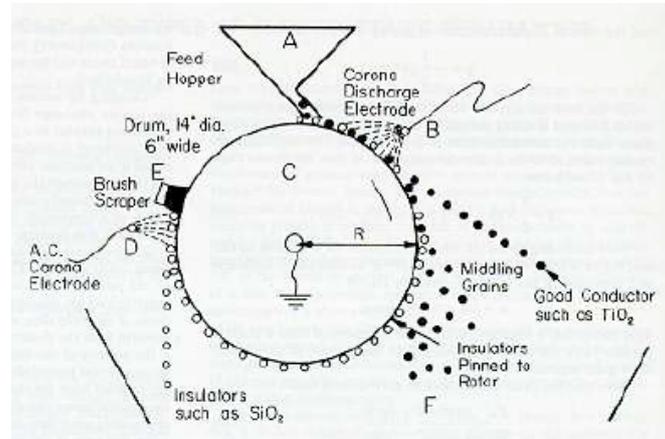


Fig. 27: Separador electrostático de alta tensión

2.4.3.2 Separadores Electrostáticos Electrodinámicos

Los separadores electrostáticos del tipo electrodinámicos son comúnmente llamados separadores de alta tensión. En estos separadores la alimentación se realiza sobre el rotor (tambor rotatorio) conectado a tierra y entra en el campo de un electrodo ionizado cargado.

Las partículas alimentadas aceptan una carga por bombardeo iónico. Las partículas conductoras pierden su carga en el rotor conectado a tierra y son lanzadas desde la superficie del rotor por la fuerza centrífuga, las cuales entonces están bajo la influencia del campo electrostático del electrodo no ionizado y son lanzadas lejos de la superficie del rotor. Las partículas no conductoras no son capaces de disipar su carga rápidamente en el rotor, y de ese modo, son atraídas hacia la superficie del rotor. En la figura 27 se muestran los lugares donde se depositan las partículas conductoras, las no conductoras y los materiales intermedios ó "middlings", al operar con un separador electrodinámico o de alta tensión.

En estos separadores el tamaño de las partículas alimentadas influye en la acción del separador, ya que la carga en la superficie de las partículas gruesas es menor en relación a su masa, que en las partículas finas.

Por lo tanto, una partícula gruesa es más fácilmente lanzada desde la superficie del rotor, en cambio, las partículas conductoras finas tenderán a ser atrapadas por partículas no conductoras, debido a su menor masa. Así, las partículas finas tienden a concentrarse con la fracción no conductora. Como resultado de esto, es normal en la práctica, utilizar sistemas de limpieza en varias etapas con los separadores ordenados en bancos (figura 28).

Los separadores de alta tensión operan en un rango amplio de tamaños de partículas. Con arenas de playas es posible trabajar en un rango de tamaño de 50–100 μm , aunque un rango de tamaño menor es deseable y más común. Con menas de hematita, se aceptan tamaños menores a 1 mm, sin embargo, las partículas menores de 75 μm causan problemas.

Existen separadores de diferentes tamaños. La capacidad de un separador de alta tensión depende de varios factores, así, con menas de hierro se obtienen capacidades de 2500 kg/h por metro de longitud del rotor, y aproximadamente 100 kg/h por metro, con minerales de arenas de playa.

Para la optimización del rendimiento de un separador de alta tensión se deben considerar las siguientes variables: flujo de alimentación, velocidad del rotor, posición y voltaje del electrodo y la posición del separador del producto obtenido, como se señaló en el punto 3.4.2.1. sobre Separadores Electrostáticos de Alta Tensión.

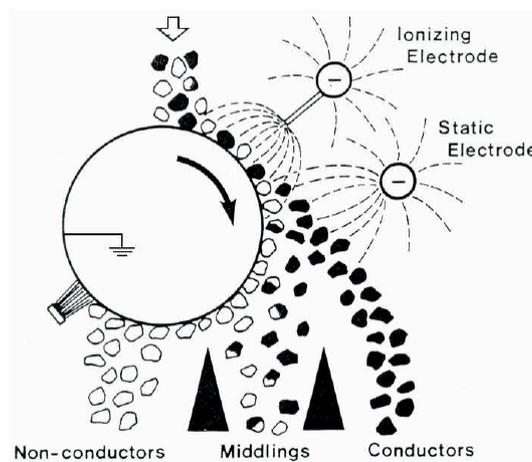


Fig. 28: Separador electrostático
electrodinámico ó de alta tensión

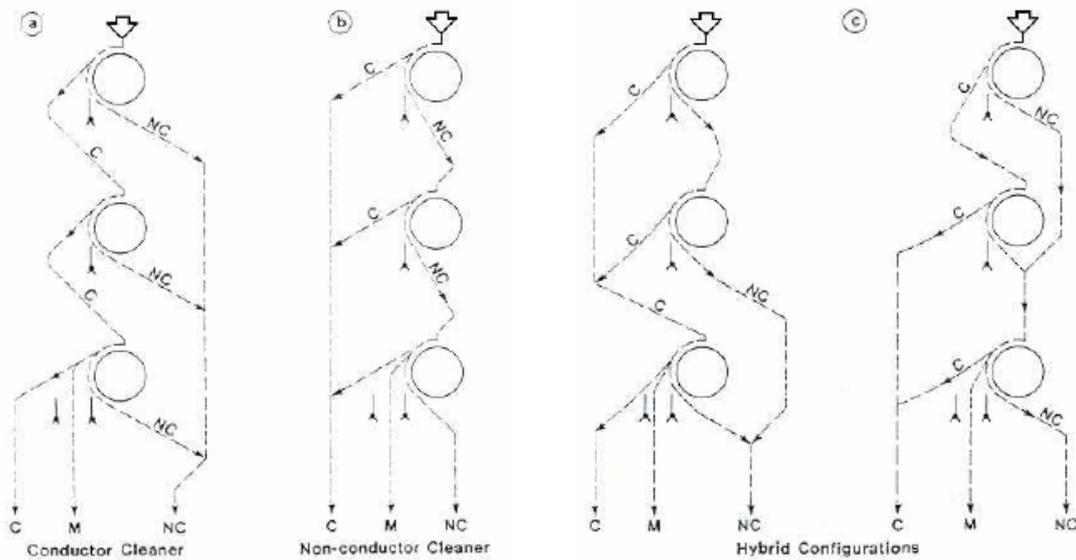


Fig. 29: Esquema de posibles configuraciones de separadores electrostáticos
ordenados en bancos

2.4.3.3 Separadores Electrostáticos

En un principio se desarrollaron los separadores electrostáticos del tipo placa electrostática. Los separadores de placa de caída libre, en los cuales las partículas caen entre dos placas verticales (una placa cargada positivamente y la otra placa cargada negativamente, con un alto gradiente de voltaje entre ellas), ha sido usada para separar silvita a partir de halita, feldespato a partir de cuarzo, y fosfato a partir de cuarzo. Sin embargo, este tipo de separador no es el más utilizado.

Actualmente se fabrican dos tipos de separadores electrostáticos:

A.- El Separador tipo Rotor

El separador electrostático tipo rotor (figura 29) es similar, en apariencia, al separador de alta tensión. Sin embargo, el separador electrostático no presenta el electrodo ionizado. En ese lugar hay un solo electrodo largo que produce un campo eléctrico. La partícula, ya sea conductora o no conductora, puede considerarse como una partícula que puede llegar a polarizarse.

Sin embargo, una partícula conductora puede conseguir rápidamente una superficie equipotencial y tiene el mismo potencial que el del rotor conectado a tierra, por lo cual, será atraída hacia el electrodo. Así, la partícula conductora es lanzada desde la superficie debido a la atracción con el electrodo, mientras que la partícula no conductora continúa adherida a la superficie del rotor, hasta que la gravedad produzca su caída. De este modo, se consigue la separación, pero con mecanismos de carga de partícula diferentes al empleado en el separador de alta tensión.

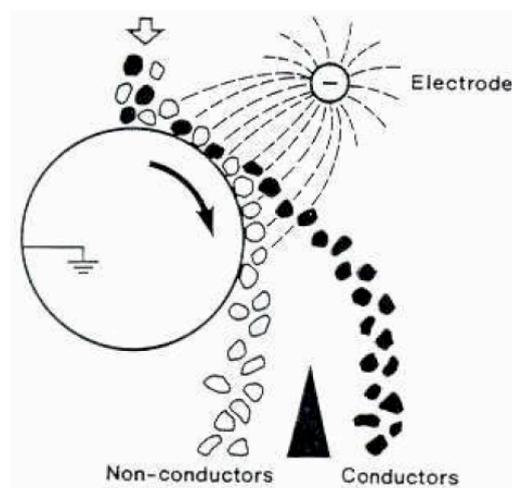


Fig. 30 Separador electrostático tipo rotor

B.- El Separador tipo Placa

Se fabrican dos variedades de separadores del tipo placa: el separador electrostático de placa y el separador electrostático de malla (tipo harnero). Los principios de funcionamiento son similares. Las partículas se cargan por inducción y las

partículas conductoras adquieren una carga opuesta al electrodo. Así, las partículas conductoras son atraídas hacia el electrodo. Las no conductoras continúan hacia abajo en la placa o a través del harnero.

Los separadores electrostáticos de placa y de tipo harnero se aprecian en las figuras 30 y 31, b), respectivamente.

En los separadores electrostáticos, las partículas finas son las más afectadas por las fuerzas débiles involucradas, por lo cual, el producto conductor contiene preferentemente partículas conductoras finas. Al mismo tiempo, las partículas gruesas no conductoras no tienden a entrar en el flujo conductor. Debido a que estos separadores actúan primeramente sobre las partículas conductoras, dichos separadores son empleados, principalmente, para la limpieza de una cantidad pequeña de partículas conductoras, a partir de una gran cantidad de partículas no conductoras. En particular, se utiliza principalmente para la limpieza de pequeñas cantidades de rutilo e ilmenita en concentrados de zircón.

Estos separadores son utilizados generalmente en bancos, tal como se pudo apreciar en la figura 3.32, con las partículas no conductoras, siendo relimpiadas a través del separador.

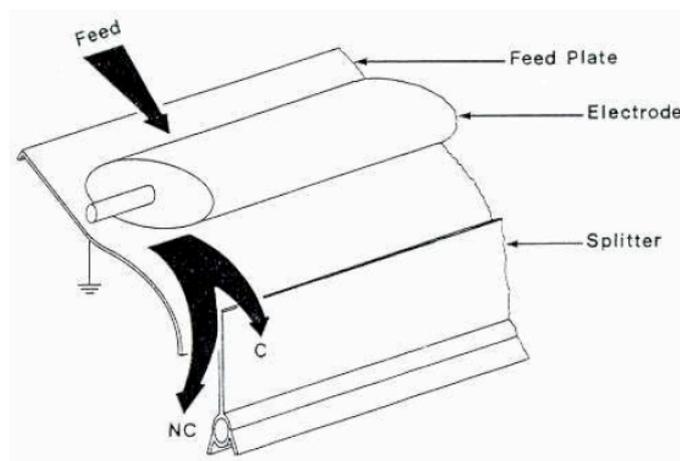


Fig. 3.31: Separador electrostático de placa

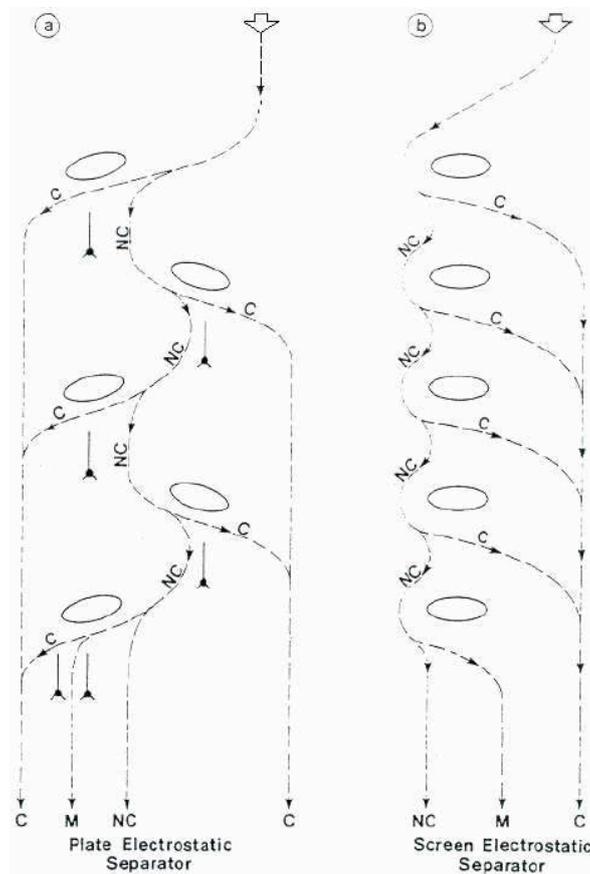


Fig. 32: Esquema de distribución de separadores electrostáticos en bancos: (a) separador de placas; y (b) separador de hameros

2.4.4 Diagramas de flujo con separadores magnéticos y electrostáticos

En el procesamiento de ilmenita de las arenas de playa, existe la probabilidad de algún (traslape) recubrimiento en la aplicación de los separadores magnéticos y separadores electrostáticos de alta tensión.

La tabla 7 muestra algunos de los minerales comúnmente presentes en las arenas de playa, junto con las propiedades relacionadas a la separación magnética y de alta tensión.



Minerales Magnéticos	Minerales No Magnéticos
Magnetita - T	Rutilo - T
Ilmenita - T	Zircón - P
Granate - P	Cuarzo - P
Monacita - P	

Tabla 7: Minerales característicos de arenas de playa

T: Minerales repelidos por la superficie de un separador electrostático de alta tensión.

P: Minerales fijados a la superficie de un separador electrostático de alta tensión.

Las arenas de playa, son tratadas generalmente mediante dragas flotantes que alimentan concentradores flotantes de hasta 2000 ton/h o más. El concentrador flotante, el cual consta de un complejo circuito de conos Reichert o espirales, mejora el contenido de mineral pesado desde alrededor del 2% en la alimentación, hasta 90% en el concentrado, desechando el cuarzo y el granate, si es necesario. El concentrado por gravedad se transfiere después al concentrador permanente para someterlo a un enriquecimiento adicional mediante una combinación de separación de alta tensión y magnética (figura 32).

Los separadores de tambor de baja intensidad eliminan cualquier magnetita presente en la alimentación, después de que los separadores magnéticos húmedos de alta tensión separen la monacita y la ilmenita del zircón y del rutilo respectivamente. La separación de alta tensión empleada para producir la separación final, se realiza después de secar ambas fracciones, aunque a veces se lleva a cabo una limpieza adicional mediante separadores electrostáticos. Por ejemplo, se usan separadores electrostáticos de harnero para limpiar concentrados de monacita y zircón. De manera similar, los separadores electrostáticos de placa se usan para rechazar las partículas no conductoras gruesas de los concentrados de ilmenita y rutilo.

En la figura 33 se presenta la concentración de una mena que contiene alrededor de 35% de Fe, correspondiente a minerales de magnetita y hematita especular. Después de la trituración y la molienda, con la mena se alimenta a los bancos de los

concentradores de espiral primarios y limpiadores. El concentrado de las espirales se filtra, se seca y se limpia en separadores Carpico con rodillo de alta tensión. Las colas de las espirales se espesan, y posteriormente se tratan en separadores magnéticos de tambor para eliminar la magnetita residual, seguida por los separadores magnéticos Jones de alta tensión en húmedo, los cuales extraen cualquier hematita remanente. Los concentrados magnéticos se clasifican, se secan y se mezclan con el producto de alta tensión, para dar un concentrado final de 65% Fe.

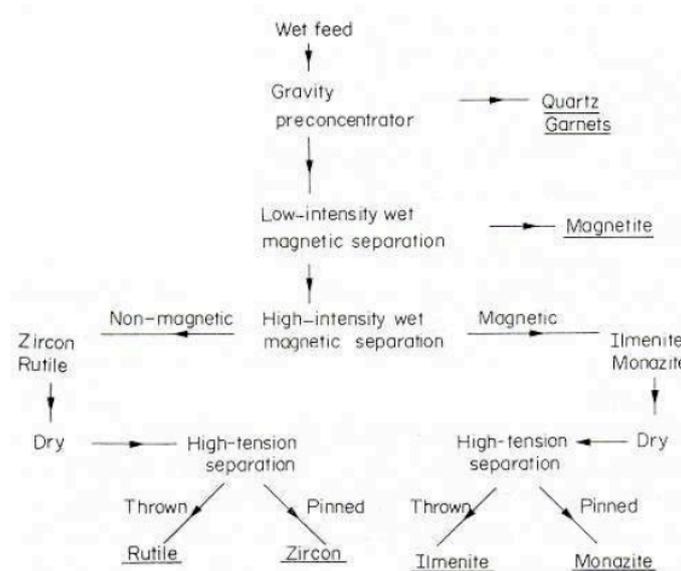


Fig. 33: Diagrama típico del tratamiento de arenas de playa mediante separación gravitacional, magnética y electrostática

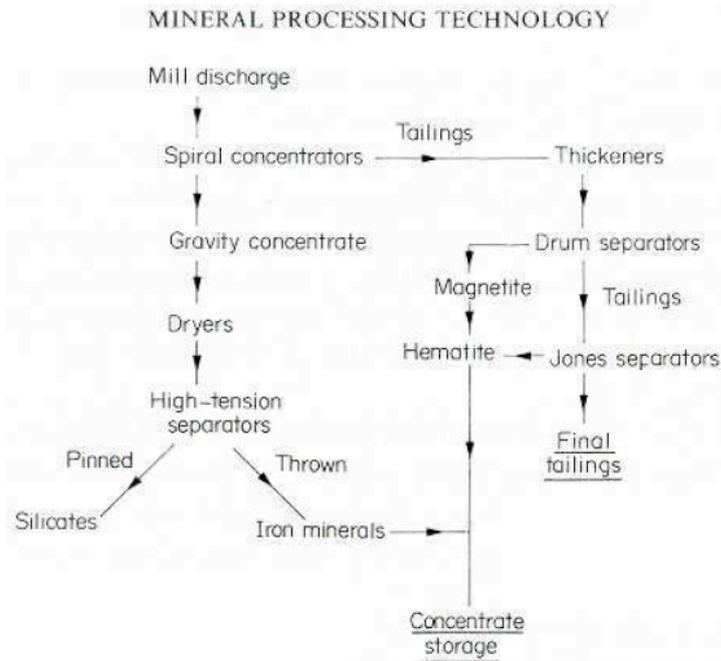


Fig. 34: Diagrama de concentración de una mena de hierro mediante separación gravitacional, magnética y electrostática

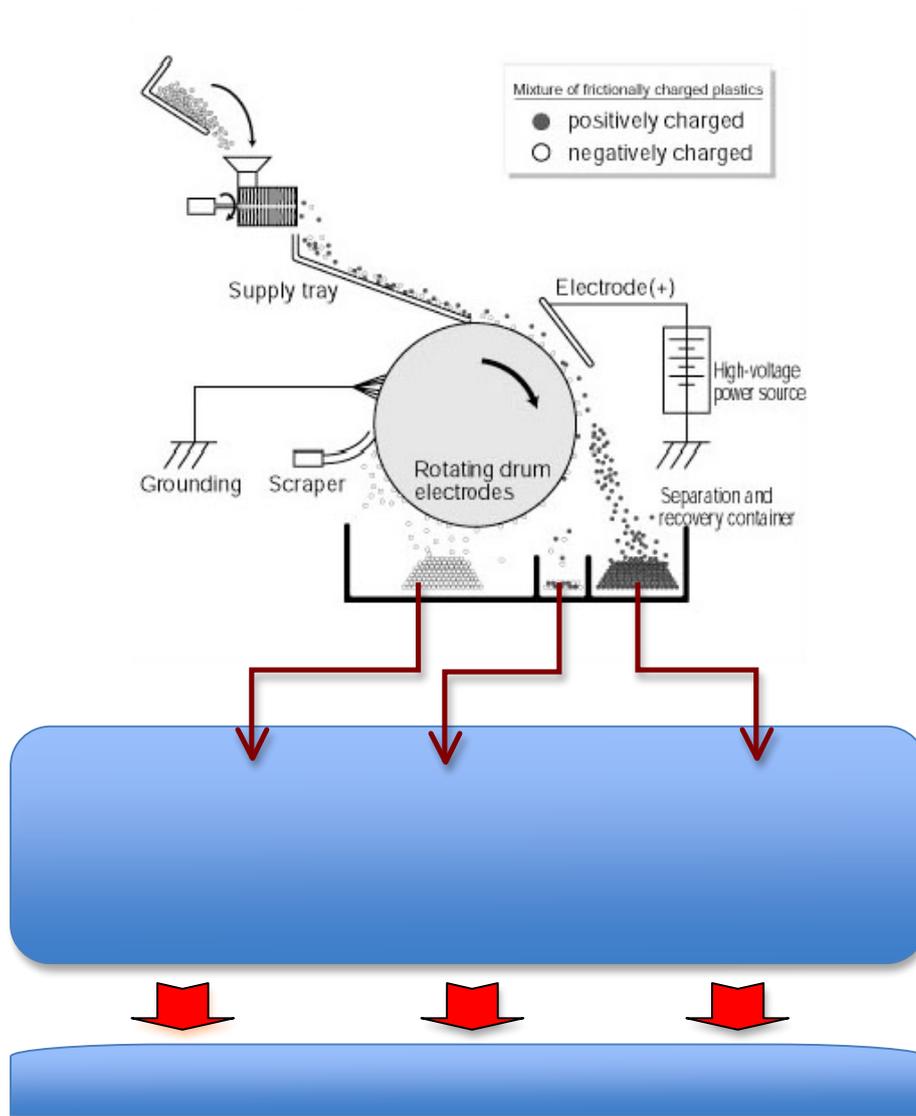


Fig. 35: Separación electrostática de plásticos con sus producto finales

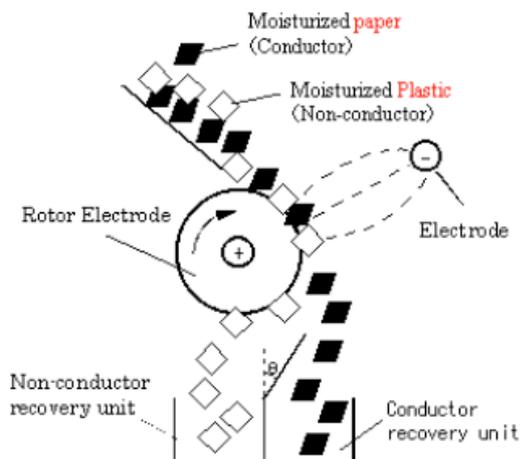


Fig. 36: Separación electrostática de papel y plástico

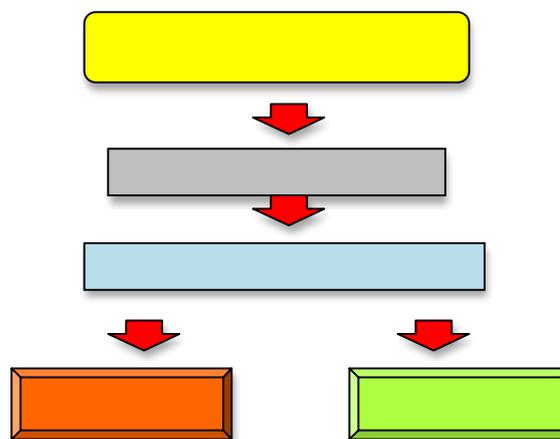


Fig. 37: Diagrama de flujo de una separación electrostática

2.4.5 Separación electrostática en el campo del efecto corona

La teoría de los fenómenos eléctricos en los gases que constituye la base de los procedimientos de la depuración eléctrica de los gases, de la electroseparación en corona, etc., aplicados ampliamente en la técnica, constituye un vasto dominio de la física, en el cual los problemas vinculados directamente con las descargas eléctricas, se entrelazan íntimamente con los de la física de los fenómenos atómicos y electrónicos.

Resulta imposible estudiar e interpretar los fenómenos microscópicos que acompañan el paso de la corriente eléctrica a través de los gases (el aire) sin poseer conocimientos fundamentales sobre los procesos elementales que transcurren en los gases.

Con presencia de la presión atmosférica se producen en los gases descargas eléctricas por chispas y por efecto corona. La descarga por chispas, que puede producirse con cualquier configuración de los electrodos, es una perforación completa del gas entre los electrodos.



Cuando la potencia de la fuente de corriente es suficientemente alta, la descarga por chispas se convierte en arco eléctrico. El carácter de la descarga depende de la distancia entre los electrodos. Así, cuando la distancia es pequeña (es menor de dos la relación entre el largo del espacio de chispa y el radio del electrodo) y al aumentar la tensión por encima de un valor determinado, suele producirse la descarga por chispas.

Cuando la distancia es grande, en primer lugar se produce el efecto corona, seguidamente una descarga intermedia en forma de los penachos luminosos entre los electrodos y, por fin, sucede la descarga por chispas. Siendo iguales las demás condiciones, el efecto corona se produce primero en torno al electrodo de curvatura mayor (**Olofinsky, 1980**).

Los electrofiltros y los separadores en corona aprovechan la descarga eléctrica por corona que dio su nombre a los separadores.

El funcionamiento de estos instrumentos está basado en los fenómenos físicos que transcurren en los gases accionados por un campo eléctrico fuerte, creado entre los electrodos. Algunos de los electrodos están hechos de cilindros rellenos ó huecos, (conocidos convencionalmente como perforados), de planos, otros en los que se produce el efecto corona, se aíslan esmeradamente de éstos, y están hechos de varillas delgadas, de alambre, etc.

Existen dos modos de producir la ionización del gas (del aire) entre los electrodos, necesaria para el funcionamiento de estos equipos:

- Dependiente, bajo la influencia de unos ionizadores, de los rayos de materias radiactivas, de los rayos X, por ejemplo, etc.

Una vez finalizada la acción de dicho ionizador, se produce gradualmente una recombinación, es decir, un proceso inverso de formación de moléculas eléctricamente neutras, al juntarse los iones de signos contrarios.

- Independiente, cuando la diferencia de potencial es suficientemente alta. La corriente

de descarga se observa en este caso tras haber finalizado la acción de los ionizadores (ionización por choque).

Durante la depuración de los gases y la separación eléctrica, se aplica solamente la ionización independiente. El suministro de la tensión a los electrodos y su aumento gradual, en un principio no produce corriente en el circuito del espacio interelectródico. Por consiguiente, con una tensión inicial de corona aparece la corriente, creciendo gradualmente.

Con un mayor aumento de la tensión continúa elevándose la corriente en el circuito, y comienzan a formarse chispas eléctricas entre los electrodos. Se produce la ruptura del intervalo de aire, creciendo enormemente (en forma de salto) la corriente en el circuito. El paso de la corriente a través del gas se deduce por la característica corriente-tensión (figura 38), que pone de manifiesto la dependencia existente entre la intensidad de corriente y la diferencia de potencial aplicada.

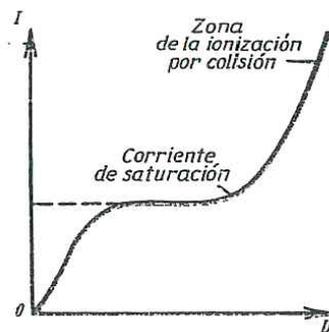


Fig. 38: Característica Tensión (V) – Intensidad (I)

El efecto corona se produce solamente en el campo eléctrico irregular en torno al conductor delgado, ocupando poco espacio. Esta descarga no se extiende hasta el electrodo contrario y puede considerarse como una ruptura incompleta del gas.

Si se aplica una diferencia de potencial a dos electrodos, uno de los cuales tiene poco radio de curvatura (un alambre, una punta), entonces la intensidad del campo cercano al electrodo delgado que depende de la magnitud del potencial eléctrico, de la forma de los electrodos y de la distancia entre ellos, será mucho mayor a la del resto del



espacio interelectrónico. En torno al alambre delgado comenzará la ionización del gas (del aire).

Al pasar a través del gas una carga eléctrica, la concentración y la naturaleza de las partículas cargadas no permanecen constantes. Dichas partículas son conformadas tanto por electrones libres, como por iones negativos y positivos que son átomos disociados, así como las moléculas que han perdido uno ó varios electrones de valencia ó bien han admitido uno ó varios electrones de sobra. Dados los elementos eléctricamente polares que transitan correspondientemente según las líneas de fuerza del campo eléctrico, de este modo el aire pierde sus propiedades aislantes. Este movimiento de iones asegurado por la aplicación de altas tensiones a los electrodos, posibilita el paso de la corriente a través del gas. Los iones que salen fuera de la zona del efecto corona hacia el electrodo puesto a tierra, constituyen la corriente del efecto corona, cuyo valor está determinado por la cantidad de iones.

Al aplicarse un alto potencial negativo al electrodo de corona, éste atraerá los iones positivos entregados por sus cargas; los iones negativos llenarán el espacio interelectrónico, conformando la carga espacial o volumétrica de un signo (carga unipolar). Los iones que se mueven hacia el electrodo puesto a tierra cargan (negativamente, en este caso) todas las partículas del material introducido en el espacio interelectrónico. Dichas partículas, accionadas por la carga adquirida y el campo eléctrico, van también hacia el electrodo, depositándose sobre él. Una parte insignificante de partículas se deposita sobre el alambre en corona cuya superficie es reducida. El comportamiento futuro de dichas partículas junto al electrodo puesto a tierra, está determinado por las particularidades de diseño de los equipos aplicados, entre los cuales figuran los electrofiltros, los separadores en corona, etc.

Cuando la ionización se asegura de la forma considerada, es necesario que la capa de gas se perfora solamente en una cierta parte del espacio entre los electrodos. Una parte de la capa de gas debe permanecer intacta y servir de aislador, para impedir el cortocircuito por chispa ó por arco entre los electrodos. Esta capa de gas se asegura prácticamente, seleccionando la forma de los electrodos y la distancia entre ellos, correspondientes a la tensión.



Por ejemplo, los electrodos hechos en forma de dos planos paralelos, no son convenientes en este caso, ya que la tensión del campo eléctrico es la misma en cualquiera de sus puntos, es decir, el campo es homogéneo. Entre los electrodos hechos en forma de dos cilindros concéntricos (alambre y tubo, figura 38,a) ó de un cilindro y un plano (alambre y lámina, figura 38,b) , se forma un campo heterogéneo.



Fig. 39: Forma de los electrodos producida por un campo eléctrico heterogéneo

La intensidad del campo que asegura el efecto corona, se llama intensidad inicial del campo del efecto corona y depende de la curvatura de la superficie del alambre. A mayor curvatura, tanto mayor será la intensidad del campo en un punto dado, así como la densidad de cargas en la zona adyacente. El gradiente junto a las puntas y los cantos vivos del conductor, crecen extraordinariamente. La intensidad inicial del campo del efecto corona para los cilindros concéntricos, se calcula mediante la fórmula empírica de **Pick** siguiente:

$$\delta \cdot r_0 \cdot E_c = 31/f \cdot 1/(21k_1 + \sqrt{5r_0}) \quad (\text{en kV/cm})$$

donde

δ = Densidad relativa del aire (vale 1 cuando la presión es 1013 hPa a 20 °C)

r_0 = Radio del alambre en corona

La intensidad del campo eléctrico para el mismo caso, se halla con bastante precisión mediante la siguiente ecuación:

$$E_c = 31/f \cdot 1/(21k_1 + \sqrt{5r_0}) \quad (\text{en kV/cm})$$

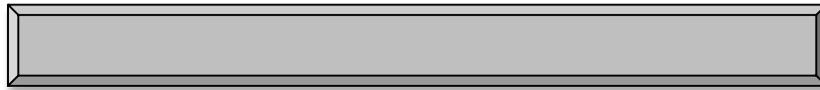
donde

$$E = 2hr_0/x(2k(x) - \sqrt{2U_0(I/xk)^2 - \alpha^3/3hr_0^2} - 1) +$$



- r** = Distancia hasta el eje del cilindro, en cm
- I** = Densidad lineal de la corriente, en mA/cm
- k** = Movilidad iónica

Para el caso del alambre –plano, la intensidad del campo eléctrico (para la distancia más corta entre ellos), será:

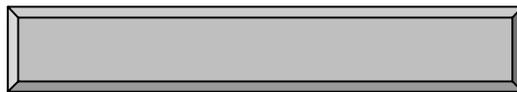


donde

- x** = Distancia hasta el eje del alambre en corona, en cm
- h** = Distancia entre el alambre y el plano, en cm

Esta fórmula también es válida para los cálculos de la intensidad del campo eléctrico entre el tambor y el alambre (siendo muy insignificante la diferencia entre sus radios). La dependencia entre la corriente de corona (en mA; por unidad de largo del alambre) y la tensión en los electrodos se determina de manera aproximada mediante las siguientes expresiones:

- Para los cilindros concéntricos (según **Townsend**), tenemos que:



donde

- R** = Radio del cilindro exterior, en cm
- U** = Tensión del electrodo en corona, en kV
- U_c** = Tensión inicial del efecto corona, en kV

De esta fórmula observamos que, la intensidad de la corriente sea tanto más alta cuanto mayor sea la diferencia de potencial aplicada.

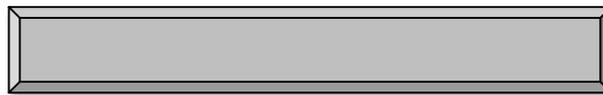
El valor de la diferencia de potencial aplicada debe ser inferior a la que posibilita



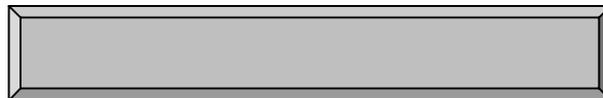
chispas entre los electrodos. Cuando se produce el salto de chispa, decrece enormemente el valor de la tensión en los alambres, dificultándose mucho la formación del efecto corona.



Según **Deutsch**, para un alambre de radio "r₀" y un plano bastante grande que se halla a una distancia "h" del alambre, tenemos que aproximadamente:



En este caso, la intensidad de corriente frente al alambre será en el 60% más alta que la que se detecta frente al cilindro. Cuando el alambre se encuentra entre dos planos, a la misma distancia de cada uno de ellos, tenemos que:



Si existen dos planos en vez de uno, el amperaje es 1.7 veces mayor. El campo estático para muchos alambres (1) colocados entre dos planos (2) (figura 39) se pudo determinar con tan solo los electrones ondulados, siendo:

- a = Distancia entre los alambres
- h = Distancia entre el alambre y el plano

En la figura 40 aparece la dependencia entre el amperaje del efecto corona y el número de electrodos en corona, a una tensión de 50 kV, siendo el diámetro del alambre 1.5 mm y el ancho del plano 1200 mm. Según podemos apreciar, a una tensión dada le corresponde un número óptimo de alambres que garantiza un máximo de amperaje del efecto corona por unidad de largo de todos los alambres, con la configuración aceptada de los electrodos. Al crecer el número de alambres sobre el óptimo, disminuye el amperaje, ya que los alambres de corona se apantallan recíprocamente.

Las expresiones teóricas para la corriente del efecto corona, anteriormente expuestas, son válidas únicamente para los casos elementales, cuando la corriente se determina sólo por la tensión en los electrodos, por las dimensiones geométricas de éstos y por la movilidad iónica, es decir, cuando se prescinde de tales factores como temperatura, presión, humedad, velocidad y género de gas, así como la presencia ó no de las partículas suspendidas en él.

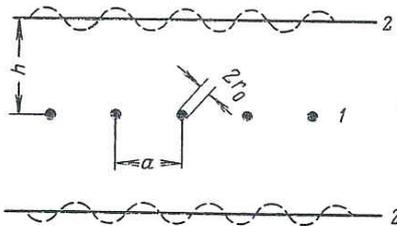


Fig. 40: Esquema del electrofiltro de láminas

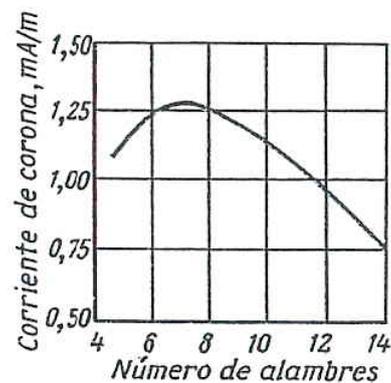


Fig. 41: Dependencia entre la corriente corona y el número de alambres corona y el número de alambres

En la figura 41, se muestran las curvas de distribución de la intensidad de campo, al producirse el efecto corona entre los cilindros concéntricos (el diámetro del cilindro es de 148 mm, el del alambre es de 2 mm) según los distintos valores de corriente. Crece la intensidad del campo junto al electrodo en corona, siendo casi constante en el resto del intervalo entre los electrodos. La intensidad del campo "E" será tanto más alta cuanto mayor sea la corriente del efecto corona. Para evitar chispas entre los electrodos cilíndricos, es preciso asegurar una proporción determinada entre los radios del alambre "r" y el del cilindro "R". Para la ionización del gas sin el cortocircuito es necesario que $R/r \geq 2,7$.

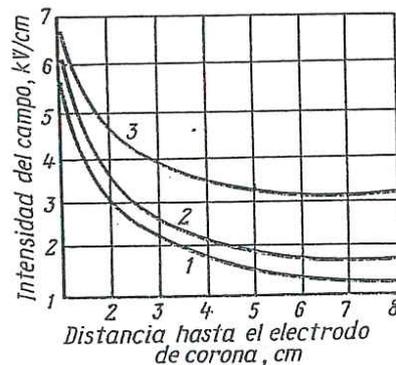


Fig. 42: Curvas de distribución de la intensidad del campo, cuando los valores de la corriente son diferentes: 1) – $U_0 = 26 \text{ kV}$, $I = 0,67 \times 10^{-6} \text{ A/cm}$; 2) – $U_0 = 30 \text{ kV}$, $I = 1,51 \times 10^{-6} \text{ A/cm}$; 3) – $U_0 = 38 \text{ kV}$, $I = 10^{-5} \text{ A/cm}$

Durante la ionización se observa una luminosidad asociada peculiar (“corona visible”) con un leve silbido. La estructura de la corona es variada y depende de la polaridad del conductor. La corona positiva es una luz uniforme de color azul claro que se extiende a una distancia del conductor. La corona negativa surge inicialmente en algunos puntos, pulsando a lo largo del alambre y constituye un gran número de puntos luminosos o haces que se visualizan en el fondo general de la corona. Al crecer la diferencia de potencial, los puntos se hacen más luminosos, multiplicándose. En la figura 42, aparece una corona negativa en un alambre cuyo diámetro es de 3 mm con 45 kV de tensión alterna. Cuando la tensión es constante, la estructura de corona es igual. La corona se extingue gradualmente y no de una sola vez.

En los conductores de superficie irregular la corona positiva aparece en algunos puntos gradualmente, y cuando la superficie es lisa ó pulida, la corona se enciende instantáneamente sobre toda la superficie. La corona positiva es menos sensible al estado de la superficie del alambre que la negativa. La intensidad de la corona crece, al aumentar la frecuencia de la corriente alterna. El mecanismo físico de la formación de corona fue considerado y fundamentado mediante los datos obtenidos por **Levitov**. La polaridad del electrodo en corona influye sustancialmente sobre el funcionamiento de los equipos que aprovechan el efecto corona. Cuando la corona es negativa, la tensión disruptiva es superior a la de la corona positiva, y por ello en estos equipos, los electrodos de corona se conectan con el polo negativo de la fuente de corriente, conectándose al positivo (a tierra) los electrodos contrarios. Las características



tensión-corriente son distintas de la corona positiva y de la negativa. Todo ello queda demostrado según las curvas representadas en la figura 43.

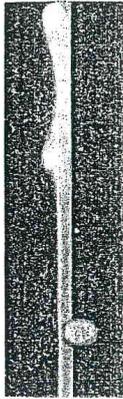


Fig. 43: Corona negativa

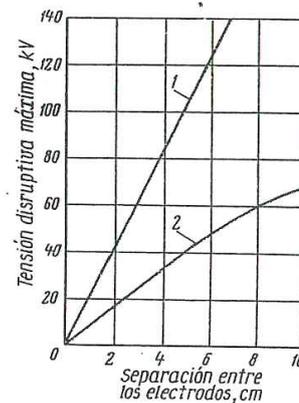
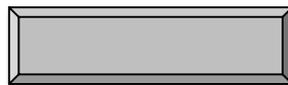


Fig. 44: Dependencia entre la tensión disruptiva y la separación entre los electrodos, cuando la corona es negativa (1) y positiva (2)

Los iones que se mueven con gran velocidad, accionados por el campo eléctrico, se chocan sin cesar con las moléculas neutras de gas, ejerciendo una acción mecánica sobre ellas. Durante el choque se producen dos tipos de fenómenos. Si la velocidad del ión (electrón) es tan alta que al chocar con una molécula le puede transmitir la energía



donde

$$U_i = \text{Potencial de ionización, en kV}$$

Por consiguiente, en este caso se producirá la ionización del gas.

La zona en la que la velocidad de los iones es determinada por la expresión anterior, que corresponde al interior del efecto corona se denomina "funda de la corona". La luminosidad del gas dentro de la funda de la corona es debida a la excitación de las moléculas neutras y a la recombinación de los iones. La luminosidad, que va acompañada de la recombinación, es más intensa que la luminosidad durante la

$$V^2 / i_c = 0,3$$



excitación de las moléculas. Fuera de la funda de la corona, la velocidad de los iones es insuficiente para la ionización de las moléculas neutras de gas (aire). En este caso, debido a los impulsos de los iones que se mueven en una dirección determinada, las moléculas adquieren solamente una cierta velocidad orientada.

Este fenómeno aerodinámico que se expresa en el movimiento del gas hacia el electrodo puesto a tierra, se llama viento eléctrico. La velocidad del viento eléctrico es diferente para los distintos puntos del espacio interelectrónico. Generalmente en sus proximidades, alcanza valores más elevados cerca del electrodo corona, siendo además constante a cierta distancia de éste.

En la figura 44, se puede apreciar que a 30 mm de distancia del punto del efecto corona, la velocidad del viento eléctrico adquiere el valor de 1 m/s aproximadamente. La dependencia empírica entre la corriente del efecto corona " i_c " y la velocidad del viento

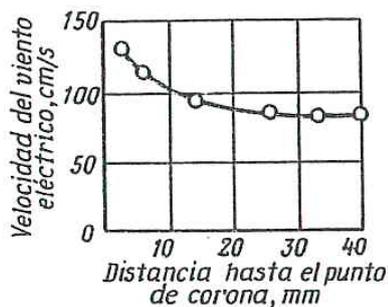


Fig. 45: Velocidad del viento eléctrico en función de la distancia del punto de corona

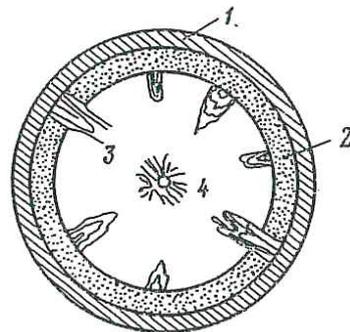


Fig. 46: Corona inversa

Dadas las magnitudes del efecto corona aplicadas en la práctica, la velocidad del viento $v = 1...2$ m/s. Las partículas que penetran en el flujo del viento, se cargan arrastradas por él, arrojándose con gran velocidad (fracción de segundo contra el electrodo de precipitación).



El viento eléctrico homogeniza la concentración de polvo y de iones en el espacio interelectrónico y, trasladando las partículas de polvo en el flujo de iones, hace llegar más rápidamente su carga eléctrica al límite. Si el radio de las partículas es inferior a 10^{-4} cm, la velocidad de su movimiento, al ser llevadas por el viento, puede ser superior a la del movimiento provocado por el campo eléctrico. Este traslado de las partículas hacia el electrodo de precipitación mejora las condiciones de su sedimentación. El viento eléctrico es aprovechado muy eficientemente en el funcionamiento de los separadores de cámara en corona.

Contribuye a la limpieza de los electrodos perforados quitando las partículas de los materiales en tratamiento depositados sobre ellos, disminuye la velocidad de caída de éstas en el espacio interelectrónico, impidiendo la quiebra de las mismas.

Cuando se capta el polvo electroconducente suspendido, éste, al depositarse sobre el electrodo de precipitación, recibe su carga y se arroja al flujo de gas. Con esto, una parte del polvo puede verse fuera del campo eléctrico. Si el polvo no es electroconducente, se va estrechando por la fuerza del campo eléctrico contra el electrodo de precipitación 1 (figura 45), quedándose sobre él. Esta capa de polvo de carga negativa 2, repele las partículas del mismo signo que se acercan, es decir, contrarresta el campo eléctrico básico. La tensión existente en los poros de la carga del polvo depositado, puede rebasar la crítica y provocar descargas de hendidura 3 (efecto corona del aire que se encuentra en los poros). Con esto se conforma un gran número de iones positivos que neutralizan las partículas de polvo y los iones de gas cargados negativamente. Este fenómeno llamado corona inversa disminuye en gran medida la efectividad de la captación del polvo.

El electrodo de precipitación 1 funciona en este caso como un electrodo de corona positivo. La tensión disruptiva disminuye en un valor del 20–30%, incrementando la intensidad de corriente. Se producen rupturas entre los electrodos 1 y 2, quedando dificultado enormemente el funcionamiento del equipo.

Para eliminar la acción negativa del polvo depositado, se sacuden los electrodos o se



eleva la electroconductibilidad del polvo, por la humectación por ejemplo. Pero no debe llegarse al punto de rocío, pues en este caso se condensa el agua sobre los aisladores, los electrodos y otras piezas.

Las partículas cargadas poseen la propiedad de adsorber moléculas de vapores de agua en su superficie hasta la temperatura de gas, que es algo superior a la del punto de rocío. Aumenta la permeabilidad dieléctrica, el radio y, por consiguiente, el valor de la carga de la partícula que tiene vapores de agua adsorbidos. En definitiva, si no llega a producirse el efecto corona ó bien es poco intenso, el polvo se deposita sobre los electrodos de corona.

El polvo electroconductible depositado sobre los electrodos en corona aumenta su grosor. Cuanto mayor sea el diámetro del electrodo de corona, menor será el efecto que produce. Un aumento considerable del electrodo conlleva la extinción del efecto corona. El equipo deja de funcionar y además, al pegarse el polvo conductible, disminuye la distancia entre el electrodo de corona y el de precipitación, debido a lo cual es preciso reducir la tensión hasta valores por debajo de lo normal, lo cual empeora también el funcionamiento del equipo. Si el polvo no es electroconductible, el alambre se cubre con una capa aislante, extinguiéndose el efecto corona. La corona inversa puede detectarse a base de los síntomas comentados a continuación. Si se ha producido el efecto corona en el equipo después de sacudidos fuertemente los electrodos de precipitación y disminuir la corriente, pero sin cambiar la tensión. Si durante el funcionamiento (de varias horas) no aumenta la corriente, manteniéndose constante la tensión, ya que no ha existido efecto corona inverso. De ahí que se deba garantizar la limpieza de los electrodos. Así pues, la acción negativa del efecto corona inverso consiste en que al producirse éste, se distorsiona la polaridad del flujo de iones en el equipo, quedando dificultadas la carga de la partículas y la adhesión de las mismas al electrodo.

El polvo depositado sobre el electrodo de precipitación constituye un condensador que se cargue tanto más intensamente cuanto menores sean las propiedades dieléctricas de la capa de polvo. El potencial de tal condensador puede ascender a 10 kV, lo cual constituye una porción considerable de la tensión aplicada al electrofiltro. No resulta



provechosa tal redistribución de la tensión, ya que produce un decrecimiento de la corriente en e equipo.

Antes de llegar el polvo al equipo, la corriente se transporta de un electrodo a otro por los iones de gas que se mueven a gran velocidad. Una vez llegado el polvo, una parte de iones se deposita sobre él y, como la masa de una partícula de polvo es incomparablemente superior a la de una molécula de gas, la velocidad del movimiento de estos iones será muy baja, permaneciendo invariable la fuerza que influye sobre ellos. Cuanto mayores sean el grado de dispersión y la concentración del polvo, tanto mayor parte de iones se asociará a las partículas de polvo.

Así pues, la corriente existente en el espacio interelectródico es debida al rápido movimiento de los iones de gas y al movimiento de las partículas cargadas lentas. La segunda porción de la corriente no es considerable, pero al estar creada por las cargas en movimiento lento que pertenecen mucho tiempo en el campo, puede constituir cargas volumétricas mayores a las conformadas por los iones de gas.

Además, podrá llegar un momento en que se depositarán sobre las partículas de polvo todos los iones que provienen de la zona del efecto corona. La velocidad de traslado de los iones, es decir, la corriente, decrece poco en un principio, pudiendo decrecer luego casi hasta cero. Tal fenómeno se llama bloqueo de la corona. El bloqueo de la corona que se produce en un segmento determinado del electrodo, dificulta el funcionamiento del equipo. Puede ser prevenido mediante el aumento máximo de la diferencia de potencial aplicada, lo cual aumentará el movimiento de las partículas cargadas y el número de los iones generados en la zona de la corona.

2.4.6 Separadores eléctricos de tambor

Mediante el estudio teórico y experimental de los procesos de enriquecimiento eléctrico se ha logrado detectar las particularidades de los mismos y construir separadores de mucha eficacia que sirven para separar diversos áridos, en función de su electroconductibilidad y de su grosor.



En los separadores de tambor se aprovechan las fuerzas centrífugas originadas por el movimiento giratorio de las partículas sobre el tambor. El rendimiento de tales separadores es muy superior al de los de cinta.

El separador eléctrico de tambor de laboratorio IGDAN (figura 46) está destinado a enriquecer distintos materiales y minerales útiles, así como a avalar condiciones óptimas de distintos productos de grosor entre 0 y 4 mm de hasta el 1% de humedad superficial. En este pueden realizarse operaciones de clasificación y de despolvoreo de los materiales que se tratan, según sea el régimen de funcionamiento y las propiedades de éstos.

El material a procesar se suministra a través de la tolva de carga (1), cuya capacidad es de 15 litros (figura 46, a). En la parte inferior de la tolva se encuentra suspendido un embudo calibrado que permite regular el suministro del material al separador, es decir, su rendimiento. Entre la tolva y el tambor se encuentra una batea metálica inclinada (2) para distribuir el material de modo que forme una capa fina. Dicha batea determina el ancho aprovechable del tambor del separador. Un dispositivo especial situado en el extremo inferior de la batea, garantiza una velocidad mínima del suministro de las partículas del material a procesar a la superficie del tambor.

El alimentador es una de las piezas más importantes del equipo, ya que el rendimiento y la calidad de los productos separados depende del suministro uniforme del material.

El tambor (3) es de metal, hueco, de 300 mm de diámetro. Su largo total es de 300 mm, el de uso es de 200 mm. Está hecho a base de chapas de hierro de 5 mm de grosor. Su superficie debe ser lisa, pulida, cromada (para que no se desgaste).

Un contacto confiable entre la partícula y la superficie del tambor aumenta la velocidad de descarga de las partículas electroconducibles y promueve el deslizamiento de éstas del tambor, es decir, facilita una separación más eficiente. Al estar empolvado el tambor (sobre todo con partículas de dieléctrico) con partículas acutángulas, etc., puede ser que el contacto no se lleve a efecto. El número de revoluciones del tambor

está entre 30–300 rpm.

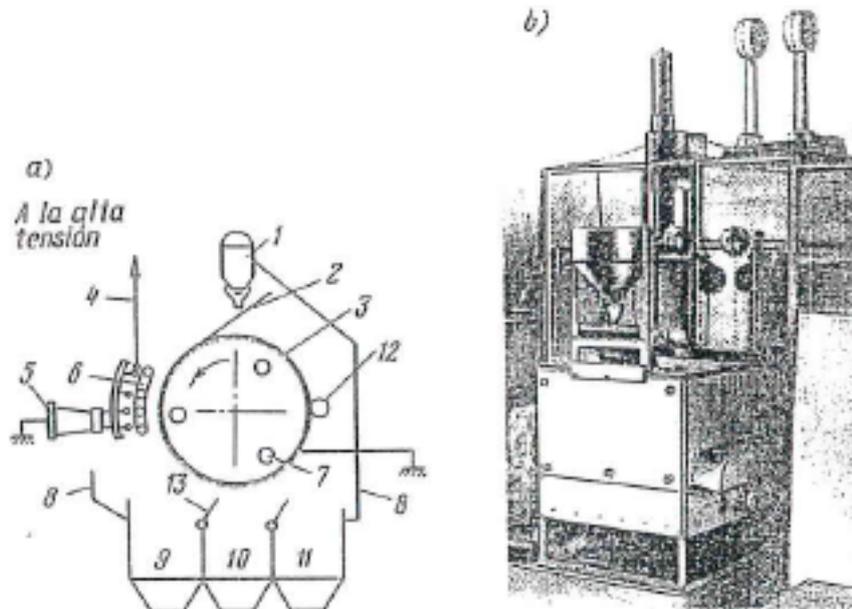


Fig. 47: (a) Esquema y (b) vista general del separador de tambor en corona de laboratorio (IGDAN)

El efecto corona se produce entre el electrodo puesto a tierra (el tambor) y el electrodo en corona (4) dispuesto paralelamente a éste. El electrodo en corona está hecho de conductores entre 0,2–0,5 mm de diámetro que están tendidos entre los portaelectrodos fijados en el armazón del separador mediante el aislador pasamuro (5). Para evitar el efecto de borde en los extremos del electrodo y de otras piezas del separador que están sometidas a alta tensión, es preciso que éstos tengan forma de líneas equipotenciales de campo entre las láminas finita y semifinita paralelas. Dicha forma del electrodo sugerida por **Rógosvski**, no sólo elimina el efecto de borde, sino también posibilita sus dimensiones mínimas.

Se puede apreciar que al existir variación en cuanto al diámetro del conductor (hasta 1 mm), pueden obtenerse idénticos resultados, al cambiar la tensión aplicada a los electrodos. La tensión deberá incrementarse, cuando el diámetro del conductor sea mayor y viceversa. Es recomendable fabricar los electrodos en corona con alambre más fino, para obtener mayor resistencia a la rotura.

El aislamiento de todas las partes de la instalación sometidas a alta presión, está



diseñado para soportar una tensión de funcionamiento inferior a 70 kV. El intervalo de descarga es regulable entre los límites de 20-100 mm, trasladándose el electrodo en corona entre el aislador y el tambor.

A veces se instalan dieléctricos (6) entre el tambor y el electrodo en corona, tales como varillas de porcelana, que ocupan una parte del volumen del campo eléctrico del separador. Los dieléctricos se cargan mediante el electrodo en corona, distorsionando el campo eléctrico del espacio próximo al tambor, lo cual incrementa la huida de partículas desde el tambor con la fuerza f . el valor de ésta fuerza depende de la intensidad irregular del campo dE/dx , que crece al instalarse los dieléctricos.

En los separadores electrostáticos también se aplican a veces dieléctricos, para conseguir otros objetivos. No obstante, en este caso la separación se basa en la aplicación del campo eléctrico desprovisto de cargas volumétricas, razón por la cual en dichos separadores los dieléctricos se asemejan a varillas de vidrio electrizadas que atraen partículas ligeras. Los dieléctricos se fijan en unas ranuras especiales, siendo su posición regulable en el separador. En los soportes del electrodo de corona se montan, si es preciso, electrodos de desviación que a veces se aplican en la separación de ciertos materiales. En este caso, el régimen de funcionamiento del separador será electrostático en corona.

Para realizar este cambio, se deja un conductor en corona en el soporte, suspendiéndose levemente bajo él, un electrodo de desviación (cerca de 30 mm de diámetro) que está sostenido por un alambre de entre 3–5 mm de diámetro. La posición de este electrodo se elige en función de las propiedades físicas del material inicial.

Una particularidad de los separadores (IGDAN), consiste en la colocación de electrodos termorregulables puestos a tierra, los cuales garantizan el secado superficial instantáneo del material tratado, en los puntos de contacto con el tambor. Gracias a ello, la separación resulta ser más simple y barata, ya que la humedad del material puede estar entre el 3-4% a la vez que se mejora la calidad de los productos obtenidos.

Como elemento calentador se utilizan tubos de calentamiento eléctrico (TEN) (7), instalados en el interior del tambor.

En el bastidor (8) se monta la tolva receptora que consta de tres partes:

1. Tolva para el material que abandona el tambor (9), compuesta por las partículas electrocombustibles que han transmitido su carga al tambor puesto a tierra, antes de pasar el punto E (figura 47).
2. Tolva para el material que apenas se retiene sobre el tambor (10), es decir, producto intermedio.
3. Tolva para el material que se retiene bien sobre el tambor (11), es decir, partículas no electroconductibles cargadas y que se quitan del tambor por el cepillo ó por el raspador (12).

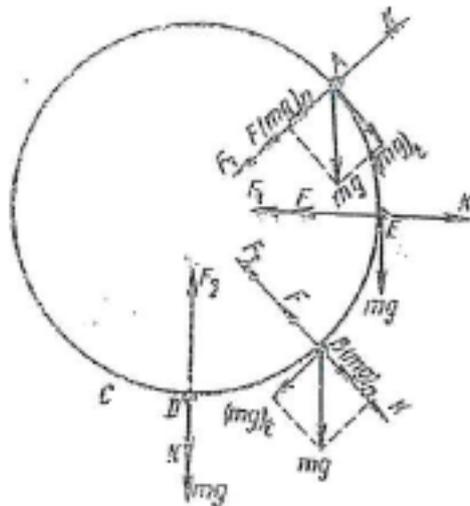


Fig. 48: Diagrama vectorial de las fuerzas que mueven las partículas que hay sobre la superficie del tambor del separador

En determinados casos, es conveniente separar mediante un plano divisorio adicional todo el producto intermedio en producto intermedio compuesto por las partículas que no se han cargado en la cámara del separador (recipiente 8) y en producto intermedio compuesto por partículas cargadas que se han desprendido del tambor movidas por las fuerzas centrífugas superiores a las eléctricas (recipiente 9).

Lo dicho se ilustra con los resultados de separación del mineral de hierro (Tabla 7), cuyo contenido en Fe llega al 40%, compuesto básicamente por hematita brillante y



cierta cantidad de magnetita.

El cepillo quita las partículas del material en tratamiento y el polvo que se pegan al tambor. Si no se limpia bien el tambor, una parte del material puede quedarse sobre él y someterse nuevamente al proceso de separación. La rotación del cepillo y del tambor es realizada por un motor eléctrico de 0,25 kW de potencia.

En cierto modo, para limpiar el tambor de las partículas adheridas, también se puede emplear el segundo electrodo ionizador con alimentación autónoma de una fuente de corriente continua o alterna de más polaridad invertida. Este sistema no permite limpiar el tambor en su totalidad, sin embargo las partículas se adhieren menos, de forma que un esfuerzo mecánico es suficiente para quitarlas, como puede ser el proporcionado por un chorro de aire de una presión de 0,2 kgf/cm².

La distribución de los productos separados entre los recipientes de la tolva se realiza mediante los planos divisorios (13), cuya posición respecto a la superficie del tambor puede variarse.

Producto	Rendimiento (%)	Contenido en partículas (%)	
		Electroconductibles	No Electroconductibles
Electroconductible	28.6	56.2	1.0
Producto Intermedio I	15.3	28.0	2.6
Producto Intermedio II	11.4	15.0	7.8
No Electroconductible	44.7	0.8	88.6
Inicial	100	100	100

Tabla 8: Resultado de la electroseparación del mineral de hierro

La tensión de ruptura del separador es de 90 kV. La alta tensión que alimenta el separador, se obtiene mediante rectificadores especiales.

El cuerpo del separador está puesto a tierra, lo cual garantiza la seguridad del equipo.



En el proceso de separación influyen la composición sustancial y la granulometría del material inicial, el grueso y la uniformidad de la capa vertida sobre el tambor del separador, la presencia y la ausencia de dieléctricos y electrodos de desviación, el estado de los cepillos, etc..

El funcionamiento del separador es regulado por el régimen eléctrico, por la frecuencia de rotación del tambor, la posición de los divisores, el rendimiento del alimentador, la temperatura de calentamiento del tambor y por otros factores.

Hay que tener en cuenta que para un material determinado el tratamiento será el adecuado siempre que se de un régimen de funcionamiento determinado.

En el proceso de separación concurren distintas fuerzas que ejercen una determinada acción sobre las partículas mientras éstas se trasladan por el campo eléctrico. Debido a esto, la posición la posición de la partícula respecto al electrodo de precipitación, dependerá de las fuerzas de retención o de las de repulsión que predominan en un momento dado.

Cualquiera que sea la composición sustancial y el tamaño de las partículas, éstas, al estar sobre la superficie del tambor, adquieren cargas volumétricas procedentes de la funda de la corona. En dichas partículas se concentra una cantidad de cargas elementales. Al mismo tiempo, las partículas se descargan, suministrando su carga a la superficie del tambor.

Así pues, la fuerza que retiene la partícula sobre el tambor, depende de la relación entre la velocidad de la carga y la de descarga. Dicha relación determina la carga remanente de la partícula. Cuando dicha carga es pequeña, la partícula, encontrándose en la zona del efecto corona AB (figura 46, a), se desprenderá del tambor impelida por la fuerza centrífuga e irá a la tolva receptora (11) (figura 46, b).

Si la partícula cargada se encuentra sobre la superficie del tambor, se puede dar uno de los tres siguientes casos.

Sobre la partícula que se encuentra en la parte inferior del tambor BC (figura 46, a),



además de la fuerza eléctrica, influyen simultáneamente la fuerza centrífuga y la de gravedad. Si la fuerza eléctrica es inferior a la mecánica, la partícula se desprenderá del tambor e irá a la tolva receptora (12)



ANEXO II:

**SEPARADOR ELECTROSTÁTICO
DE ALTA ENSIÓN**



SEPARADOR ELECTROSTÁTICO PARA LABORATORIO

EHTP MODELO (25,26) 111-15

N ° de serie: 299-10

Ventas de pedido: 26262

Outotec (Finlandia) OY

INSTALACIÓN, OPERACIÓN, MANTENIMIENTO Y MANUAL PARA EHTP (25,36)

111-15. Procesamiento de minerales, Separación física

02 de diciembre 2010

Outotec (EE.UU.) Jacksonville

www.outotec.com



INTRODUCCIÓN

El manual **OUTOTEC (USA) Inc. (2010)**, es un instrumento útil para conocer la máquina. Nos indica las instrucciones de seguridad, el manejo simple de la misma, ilustrando figuras interesantes para el gobierno de la máquina, detección de posibles fallos que pudieran surgir durante su funcionamiento y esquemas eléctricos. Así mismo, nos asesora en cuanto a la elección tanto del tipo de rodillo a emplear, el tipo de electrodo o electrodos más convenientes en cada caso, la elección de la tensión a aplicar, el tipo de corriente a utilizar, etc..

Por todo ello, este manual se puede considerar una parte más de la máquina, sin perjuicio del oportuno asesoramiento del personal especializado de la empresa.

1. INSTRUCCIONES DE SEGURIDAD

- Las tensiones que pudieran darse en este separador / controlador son peligrosas y pueden ser fatales. Este separador / controlador está diseñado para evitar descargas accidentales mientras se utilice adecuadamente. Sin embargo, su diseño puede no hacer seguro este dispositivo aún utilizándose meticulosamente, por lo tanto, deben seguirse siempre las instrucciones que figuran en el manual de operatividad.
- Cuando se trabaje con materiales polvorientos, se deberá trabajar con mascarillas antipolvo, especialmente cuando los materiales son conocidos como peligrosos o tóxicos, debiéndose considerar el proyecto de ventilación.
- El cable de alimentación de entrada, tiene un cable de tierra, unido a la estructura del Separador, el cual debe estar conectado a una buena masa en la Fuente de Alimentación.
- El Enclavamiento de Seguridad se coloca en la puerta de la Cámara de Separación. La máquina no funcionará hasta que la puerta esté bien cerrada.



Tras la Parada de Emergencia se debe completar un ciclo para posteriormente activar el sistema mediante "Restaurar Sistema".

- La Protección de Limitación de Corriente para la alimentación de c.c. y c.a. de A.T. se utiliza para cerrar automáticamente las fuentes de alimentación en caso de que la corriente consumida en la fuente de A.T. sea superior a la corriente nominal.

2. INSTALACIÓN

2.1. General

La máquina, se nivelará mediante el ajuste de cuatro cojines, ubicados en cada una de las patas, salvo que la máquina tenga la opción de movilidad rodante, como es el caso.

2.2. Conexiones Eléctricas

2.2.1. Requerimientos de la Potencia de Entrada

Tensión: 230 V. en c.a.

Frecuencia: 50 Hz

Monofásico

2.2.2. Suministro de Alta Tensión (c.c. y c.a.)

La A.T. en c.c. es proporcionada por una fuente de estado sólido con una función de control de medidores de voltaje y corriente y otra de contadores de tensión y corriente.

El alto voltaje en c.a. es proporcionado por un transformador con los controles y el medidor en el panel frontal.

3. PREPARACIÓN DE LA OPERACIÓN DE PUESTA EN MARCHA

La identificación de cada uno de los componentes de la maquina, esta perfectamente definida en la figura 1, que muestra una vista frontal superior del separador.

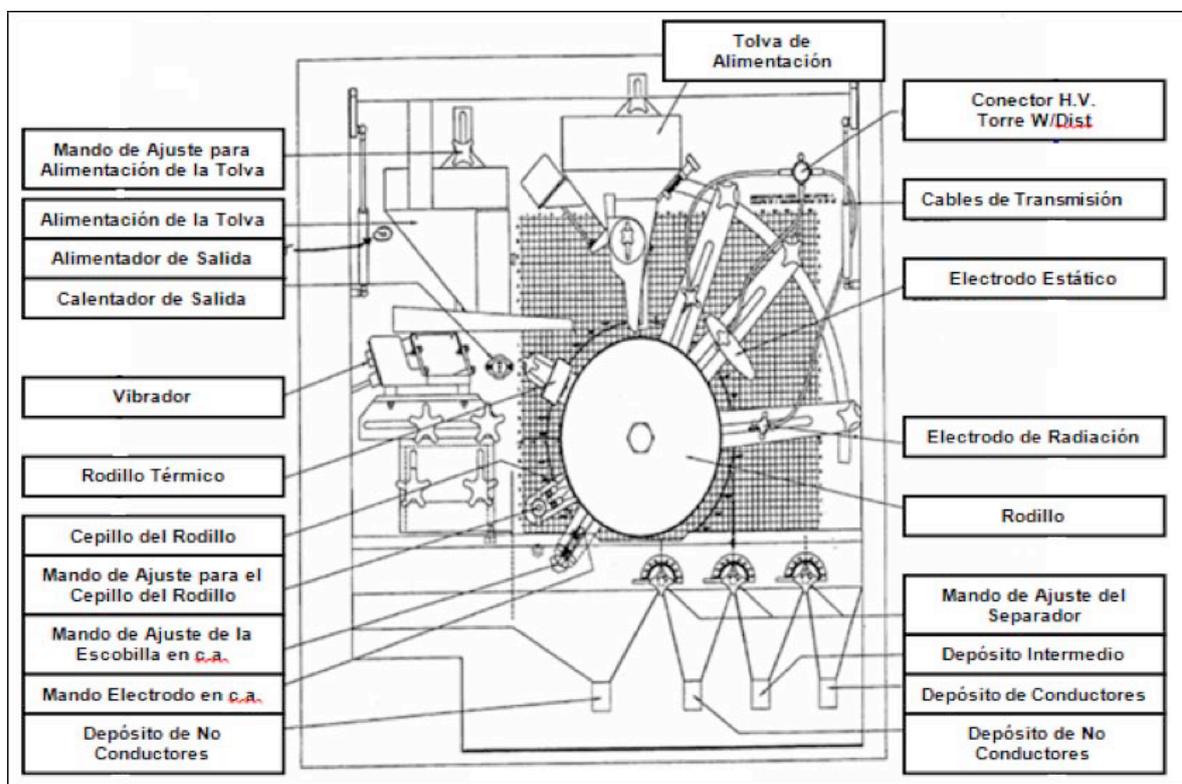


Figura 1: Esquema del separador de alta tensión

3.1. Equipamiento

Antes de utilizar el separador, se decidirá el diámetro del rodillo o regla de placa, tipo de alimentación, tipo de electrodos de c.c. y polaridad del electrodo. A continuación se muestra la información necesaria para la toma de estas decisiones.



3.1.1. Selección del tamaño del rodillo, tamaño del material y rango del diámetro del rodillo

- a) Grosor de los materiales que requieren de alimentación vibratoria o tener una amplia gama de tamaños de partícula ($> 5:1$, mayor a menor) o material muy fino. se recomienda el rodillo de diámetro 356 mm (14").
- b) La mayoría de las aplicaciones de flujo libre de minerales o rango de tamaño limitado ($< 5:1$, mayor a menor), incluidas las arenas de playa. Se recomienda el rodillo de diámetro 254 mm (10 ").
- c) Limpieza final de minerales y retirar pequeñas cantidades de contaminantes. Se recomienda la regla de la placa.

NOTA: El diámetro nominal de 254 mm (10 ") se debe utilizar para la mayoría de las aplicaciones de "Minerales Industriales". El diámetro nominal de 356 mm. (14") se debe utilizar para la mayoría de las aplicaciones "No Minerales".

3.1.2. Selección de la alimentación de la tolva

Existen dos alimentadores vibratorios que acompañan a este equipo.

- *Alimentador vibratorio de ajuste* – Se utiliza generalmente para el uso de "Minerales" y con el diámetro del tambor de 254 mm.
- *Alimentador vibratorio lateral* – Se utiliza generalmente para el uso de "No Minerales" y con el diámetro del tambor de 356 mm.



3.1.3. Selección del electrodo de c.c.

Hay dos tipos de electrodos de c.c. disponibles para su uso en la consola del laboratorio:

Sólo se pueden utilizar uno o dos electrodos simultáneamente.

3.1.3.1. Electrodo de radiación tipo

La corona que producen ó electrodo tipo haz, generalmente se utiliza para la separación de materiales conductores/no conductores. Este electrodo produce una fijación y ayuda a dirigir el flujo de material.

3.1.3.2. Electrodo estático

Electrodos estáticos: 18 x 13 mm para los rodillos de 10" y 14" (254 y 356 mm respectivamente). El electrodo estático proporciona una acción de elevación al material conductor que ya ha abandonado la superficie de los rodillos, proporcionando así una división más amplia y una separación más limpia. En la figura 2 se puede observar información detallada sobre el uso de los electrodos de c.c. y sus efectos sobre la separación.

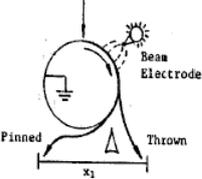
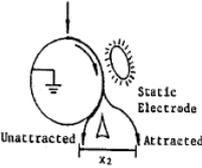
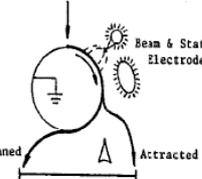
FACTORES RELATIVOS A LA SEPARACIÓN					
Tipo de separación	Mejor aplicación (s)	Sensibilidad	Rango de Tensión (kV en c.c.)	Requisitos de corriente en c.c.	Otros factores
	Más adecuado para la separación de los conductores más gruesos de los no conductores y basado en las diferentes conductividades superficiales de las partículas.	No muy sensible a la temperatura y la humedad dentro de los límites normales, es decir, las superficies de las partículas deben estar secas.	20 - 35	1 - 2 mA por 1524 mm de longitud del electrodo industrial.	Alta capacidad. Eficiencia media de una sola etapa. Electrodos múltiples de tipo de haz se pueden utilizar con mayor diámetro del rodillo. Neutralización requerida en c.a.
	Capaz de medio de separación para conductores de tamaño fino, y también de la separación de dos materiales no conductores basados en diferencias de carga superficial.	Sensible además a la temperatura del electrodo tipo haz y a la fluctuación de la humedad.	20 - 50	10 - 50 μ A por 1524 mm de longitud del electrodo industrial.	Baja capacidad. Baja eficiencia de una sola etapa. Neutralización no es necesaria en c.a.
	El más adecuado para la mayoría de aplicaciones no conductor-conductor donde está presente una amplia gama de materiales. Permite recuperar a los conductores finos mientras la acción de fijación sigue siendo eficaz en los no conductores.	Menor sensibilidad en comparación con otros electrodos individuales. Puede no ser adecuado para las mezclas que tienen pequeñas diferencias en la conductividad superficial.	20 - 35	1.5 - 2.5 mA por 1524 mm de longitud por cada par de electrodos industriales.	Alta capacidad. Máxima propagación en la separación, es decir, ($x_3 > x_1 > x_2$). Neutralización requerida en c.a.

Fig. 2: Guía para la selección de electrodos



3.1.3.3. Electrodo de radiación extra

Esta producción de corona o el electrodo tipo viga se utiliza con materiales muy difíciles de separar. este electrodo no es para un uso normal. la instalación de dos haces se debería utilizar para material grueso y difícil de precisar.

3.1.4. Selección de la polaridad del electrodo

La polaridad del electrodo es intercambiable para los diferentes tipos de separaciones. para invertir la polaridad:

- Corte el suministro de potencia de la máquina.
- Afloje las manillas en la parte frontal de la fuente de alimentación.
- Retire el módulo de polaridad y gire 90° a la polaridad deseada (tenga en cuenta las marcas). Presione para colocar el módulo y apriete las manillas.
- Es preferible una polaridad positiva para las separaciones conductor / no conductor en las que un cambio en la polaridad tiene poco o ningún efecto sobre la separación. La polaridad positiva ha demostrado ser la corona más estable y puede proporcionar una distribución uniforme de la corriente a lo largo del electrodo.
- Cuando la separación de dos “no conductores” (por ej., cuarzo y fosfato), se realiza utilizando el electrodo estático solamente, un cambio en la polaridad puede mostrar una mejora significativa en la calidad de la separación.

3.1.5. Extensión del separador (partidor de muestras)

Se utiliza para extender el separador y así obtener una colocación precisa del mismo. Se instalan fácilmente, deslizándolo sobre el separador.

3.1.6. Calentador del rodillo



Este calentador es de tiras y se utiliza para calentar el rodillo y así proporcionar la mejor fijación. resulta muy importante contar con un rodillo precalentado en arena de playa o bien con separaciones de arena mineral pesada, donde la materia prima debe ser calentada entre 210-250ºf (100-120ºC) para efectuar una separación. un rodillo caliente evita no solo la pérdida de temperatura de la alimentación en el punto de separación, sino que también simula las condiciones industriales donde el rodillo será calentado por contacto con la alimentación. El calentador no funcionará a menos que el rodillo esté en funcionamiento, para evitar así deformaciones debidas a un calentamiento desigual.

3.1.7. Selección del cepillo del rodillo

El separador se suministra con dos cepillos de tira de tampico. Los demás cepillos están disponibles bajo petición. Para la separación de partículas finas, el rascador con revestimiento de teflón necesario para tal operación, se debería obtener a través de un proveedor adecuado.

3.2. Sustitución/ajuste de equipamiento

3.2.1. Rodillo

Al cambiar el rodillo, hay que tener en cuenta que la tuerca del rodillo se debe girar en sentido horario para retirarlo y en sentido contrario para su colocación (girar la rosca en sentido antihorario). Sólo se debe apretar sobre el eje del rodillo de deslizamiento para detener el mismo. Si el tamaño del rodillo está siendo cambiado, la posición de la tolva de alimentación, la tolva de descarga, los separadores, el cepillo y los electrodos deberán ser ajustados de modo que no interfieran con la instalación del nuevo tamaño del rodillo



3.2.2. Tolva de alimentación

- *Alimentador Vibratorio Superior* (Para su uso con Rodillo de 254 mm).
Afloje la manilla de fijación superior e inferior y deslice el alimentador a una distancia de 2-3 mm de la parte superior del rodillo. Apriete el mando de fijación de forma segura para evitar que el alimentador se deslice sobre el rodillo durante el uso. Tenga en cuenta que puede ser necesario mover el alimentador vibratorio lateral lejos del rodillo a la posición superior del alimentador vibratorio. Consulte las instrucciones de abajo.

- *Alimentador vibratorio lateral* (principalmente para uso con rodillo de 356 mm).

Existen dos ajustes para este alimentador:

1. *Ajuste Vertical*

Consiste en aflojar los dos tornillos de fijación y moverle 2-3 mm por encima del punto muerto superior de la altura del rodillo (el alimentador vibratorio superior se debe mover hasta que haya suficiente espacio en el alimentador lateral. consulte las instrucciones de arriba para ajustar la altura de este alimentador).

2. *Ajuste horizontal*

Consiste en aflojar los dos tornillos de fijación y pasar al punto muerto superior del rodillo. puede ser necesario ajustar la altura de la alimentación tras haberse completado la regulación horizontal. Una vez ajustado el alimentador, puede ser necesario ajustar la tolva de alimentación. La tolva de alimentación debe ser de 2-4 mm, dependiendo del tamaño de partícula que haya por encima de la bandeja vibrante. Afloje el tornillo de sujeción y mueva la tolva hacia el lugar que le corresponda. asegure todos los tornillos firmemente para evitar movimientos durante la prueba. Conecte la fuente de alimentación en la esquina superior izquierda del receptáculo de la unidad utilizada.

3.2.3. Opción del separador de placa



3.2.3.1. Instalación del separador de placa

- *Retire el rodillo y el calentador del rodillo.*
Aflojando y quitando la tuerca de bloqueo se puede retirar el rodillo.
Tenga en cuenta que se trata de una banda de rodadura zurda por lo tanto se girar en sentido horario para su retirada.
Después de desmontar la tuerca de seguridad, retire el rodillo y colóquelo en un lugar seguro para evitar daños.
- *Velocidad de la tolva de alimentación.*
Detenga la velocidad del tubo (conducto) de alimentación del alimentador vibratorio superior.
- *Calentador del rodillo.*
Quite el calentador del rodillo del "soporte del brazo del calentador ", desenchufe la unidad y retire la manilla de fijación.
Retire el calentador y guárdelo en un lugar seguro para evitar daños.
- Cambie de lugar el "soporte del brazo del calentador" desde su posición normal (posición 10:00) hasta aproximadamente la posición 11:00.
Tenga en cuenta que el "soporte del brazo del calentador" se utiliza para apoyar la parte superior de la varilla de la placa deslizante (parte # 3).
La parte superior del borde de la placa deslizante se desliza sobre la varilla de la placa deslizante. Consultar la figura 3, detalle # 3.
- *Deslice la placa montada.*
El ajuste del montaje de la placa de deslizamiento se encuentra ahora situada en el eje del rodillo y se fija con la tuerca grande de los rodillos.

NOTA: No accione el motor del rodillo cuando el montaje de la placa lateral esté en funcionamiento. Consultar la figura 3 detalle # 2.

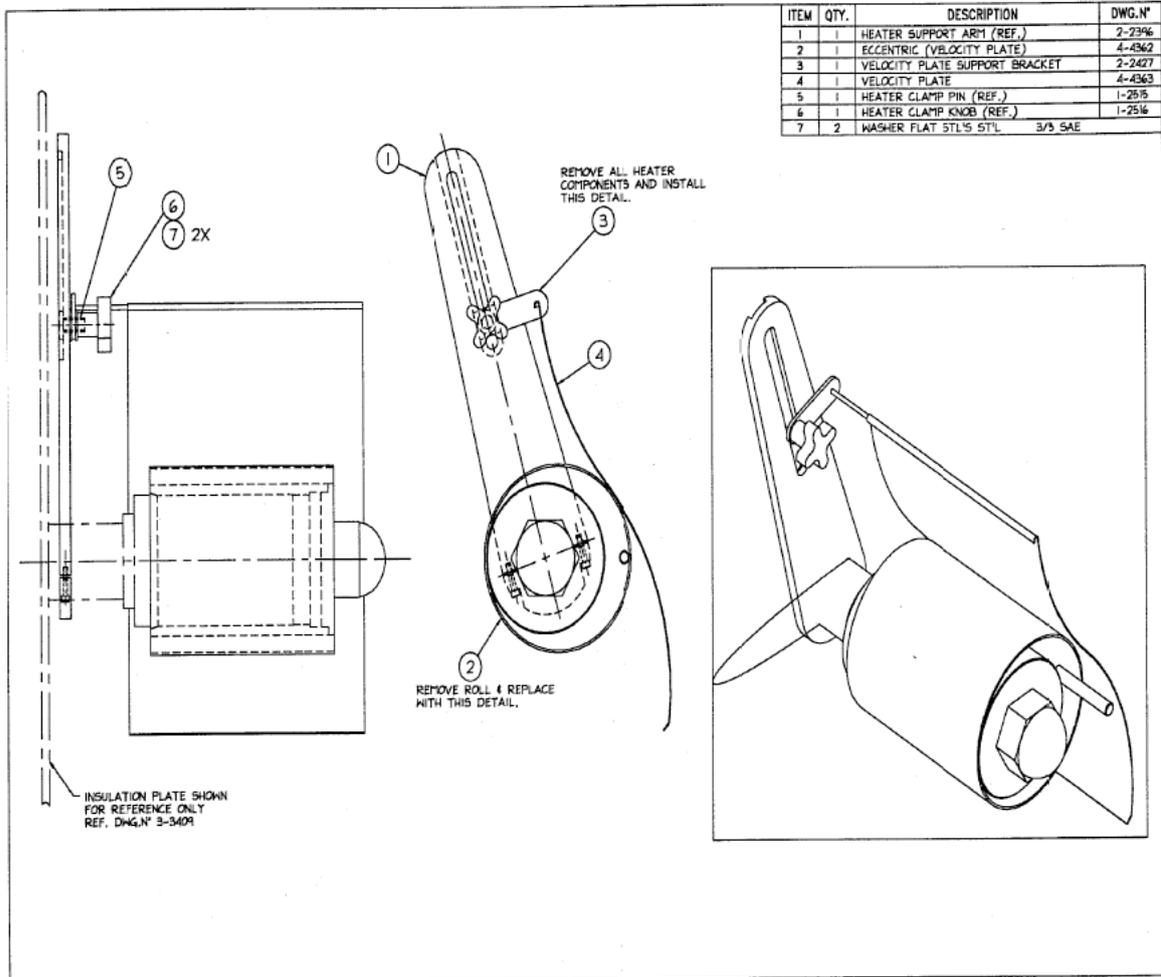


Fig. 3: Separador de placa en detalle

3.2.3.2. Ajuste del ángulo de la placa del separador

El ángulo de la placa deslizante se puede ajustar para optimizar la separación y el flujo. Los ajustes menores son realizados girando el conjunto del ajuste de la placa. Los ajustes importantes pueden ser realizados moviendo el "soporte del brazo del calentador" de la posición a las 11:00 horas a la posición más cercana de las 12:00 horas para crear un ángulo más pronunciado.



3.2.3.3. Ajuste del alimentador vibratorio superior (sin velocidad de la tolva de alimentación)

Ajuste la parte superior del alimentador vibratorio tal y como se describe en la sección 3.2.2. sin embargo, permiten una distancia de 3-5 mm entre el alimentador y la placa deslizante. el ajuste correcto permite el flujo del material con un mínimo salto.

3.2.3.4. Electrodo

Retire todos los electrodos de haz según las instrucciones indicadas en otras secciones de este manual. Si no se está usando, instale el electrodo de placa según las instrucciones indicadas en otras secciones de este manual. coloque el electrodo de placa ligeramente por debajo del centro de la placa deslizante para maximizar la elevación. Acerque ó bien separe el electrodo de placa de la placa deslizante de acuerdo a la separación. para ello, tenga en cuenta que como punto de partida se toma generalmente 50 mm desde la superficie de la placa.

3.2.3.5. Separador (Partidor de Muestras)

Instalar la extensión más larga del separador sobre el divisor del separador más externo. Ajuste del separador de acuerdo a la característica de separación de los conductores procedentes de los no conductores. Tenga en cuenta que situando el separador sin corriente eléctrica, a unos 25 mm de los electrodos de placa en la parte exterior del flujo natural de los materiales, nos asegurará que cuando el separador esté funcionando, éste estará próximo a la posición del punto de ajuste. Esto también permite que al operador asegurar que el electrodo de placa esté elevando los conductores.

Nota: En general, se utiliza un 25% más de energía de A.T. con el separador de placa que con el separador de rodillo. Si hay una excesiva fijación durante la prueba,



moviendo el electrodo hacia la placa, suele ser generalmente más eficiente que reduciendo el ajuste de energía.

3.2.4. Electrodo de c.c.

Extrayendo la manilla del electrodo y desplazándolo fuera y manteniendo los electrodos cambios en el eje. La energía de los electrodos de c.c. es proporcionada a través del conector de A.T. con el distribuidor de la torreta. Éste está equipado con cuatro zócalos para la conexión de los electrodos según sea necesario. Utilice los cables de transmisión suministrados.

3.2.5. Tolva y Separadores

La tolva de descarga se divide en cuatro secciones: a la derecha en la sección 2 es lanzado el producto (conductores), donde el compartimento medio es para tamaños medios de partícula, o la porción de material que está perdiendo su carga, y la sección de la izquierda es el colector de material no conductor contenido en el rodillo. Las hojas móviles (separadores) separan estas secciones. Estos separadores deben ser movidos en las posiciones necesarias por los mandos de control en el exterior de la tolva. Hay mecanismos de tensión ajustable por debajo del mando por el cual las hojas se mantienen en la posición deseada. Después de una separación básica se ha establecido, que el movimiento de los divisores se utiliza para “afinar” la calidad de los productos y el peso dividido producido. La sección situada más hacia la derecha es para el uso con el modo de plato.

4. INSTRUCCIONES DE LA OPERACIÓN

4.1 Panel de control



El panel de control (ilustrado en la figura 4) proporciona para la conmutación y/o la medición los siguientes parámetros:

- a) **Velocidad del rodillo** - Conectado/Desconectado, control de velocidad variable y lectura del tacómetro.
- b) **Calentando el rodillo** - Conectado/Desconectado, control variable.
- c) **Alimentador vibratorio** - Conectado/Desconectado, control de velocidad variable.
- d) **Alta tensión en c.c.** - Conectado/Desconectado, control variable y medidor de A.T. en c.c. en el suministro.
- e) **c.c.** - Milímetros en la fuente de alimentación.
- f) **Alta tensión en c.a.** - Conectado/Desconectado, control variable y medidor de A.T. en c.a.
- g) **Pulsador de Reinicio** - Se ilumina cuando se sobrecarga el suministro tanto en c.a. como en c.c.. Pulse para reiniciar, una vez que se resuelva el problema.



Fig. 4: Panel de control del separador

4.2. Velocidad del rodillo/ separador (partidor de muestras)

La muestra de prueba inicial seleccionada para la Separación debe ser un tamaño de cerca de 0,85 mm para una mezcla de dos componentes de los materiales granulares como el cuarzo y hematita o circón e ilmenita. Ambas mezclas deben calentarse en un



plato caliente. Alternativamente, pueden ser utilizados una mezcla no mineral de menos de un milímetro de hilo de cobre picado y plástico a temperatura ambiente. Estos tipos de mezclas deberían producir los resultados de la separación de su separador electrodinámico de laboratorio "Outotec®" en "blanco y negro" con el ajuste adecuado de las variables tal y como se describe a continuación.

4.2.1. Tolva de Alimentación

La tolva de alimentación debería estar situada en el punto muerto superior a 1-2 mm del rodillo para proporcionar un flujo continuo de material al rodillo.

4.2.2. Velocidad del rodillo/ separador (partidor de muestras)

La configuración de velocidad de los rodillos y el separador están estrechamente relacionados entre sí. para determinar estos valores, se deben los siguientes pasos:

1. Introduzca aproximadamente 500 gr de material a la tolva de alimentación.
2. Ajuste la velocidad de avance de la manilla en sentido horario, hasta una abertura en la puerta de primas establecidas.
3. Cierre la puerta y gire el rodillo a una velocidad nominal de 150 rpm y conecte el vibrador.
4. La alimentación debe aparecer como una sola capa de material en el rodillo.
5. Mientras el material está fluyendo, ajuste el separador exterior para que todo el material pase por dicho separador en el recipiente del producto lanzado (conductores).

Nota: Tenga en cuenta que no se ha utilizado A.T. en este momento. La protección del operador contra A.T. debe ser restablecida antes de proceder con los ajustes de A.T.



4.2.3. Configuración de la velocidad de alimentación

Equipo necesario: cronómetro, muestra de alimentación y bandejas de recogida y la escala de gramo.

Después de colocar la tolva de alimentación y ajustar la velocidad del rodillo, debe establecerse la velocidad de avance. Para establecer el nivel de entrada, deben seguirse los siguientes pasos:

1. Con la puerta de alimentación cerrada y la A.T. desconectada, cargue la muestra en la tolva de alimentación.
2. Con cronómetro en mano, haga girar en el vibratorio durante 10 seg y recoja la muestra.
3. Pese la muestra (en gramos) y divida el peso entre 7.62 (el ancho de alimentación es 7,62 cm). Esto dará lugar a una figura en g/10 seg/cm.
4. Consulte el apéndice E, "Tabla de conversión de la velocidad de alimentación", para convertir a la velocidad de alimentación industrial adecuada.
5. Repita los pasos a, b, c, utilizando el mando de ajuste de la velocidad de alimentación manilla de y palanca de control de la velocidad variable vibratoria para cambiar la velocidad de alimentación tipo de interés variable de control para cambiar la velocidad de avance hasta que la velocidad deseada.

4.2.4 Posición del electrodo de c.c.

Afloje las tuercas de mariposa sujetando los brazos del eje del electrodo en su lugar y la posición de la parte superior del electrodo (haz) a 25° y la posición de la parte inferior del electrodo (estático) a 55° respecto a la horizontal, tal y como se indica en el gráfico de la consola. Bloquee los brazos del electrodo en el lugar. Se aflojarán los soportes de los electrodos y se moverán los electrodos de haz y estáticos a menos de 50 mm de la superficie del rodillo. Esta distancia se mide desde el punto más cercano del electrodo al rodillo, perpendicular a la superficie del rodillo. La figura 5 representa la medición de las distancias desde el rodillo. La figura 5, "d" representa la distancia a

medir. Los electrodos deben colocarse siempre donde no interfieran con la trayectoria natural del material.

REGISTRO DE DISTANCIAS

- A. Distancia desde el centro del electrodo de haz al rodillo.
- B. Distancia desde el electrodo de haz al rodillo.
- C. Distancia desde el centro del electrodo estático al rodillo.
- D. Diseño del borde principal.
- E. Distancia desde el borde del separador de la tolva al rodillo.
- F. Distancia desde el borde del separador de la tolva a la tangente del rodillo en ese punto.

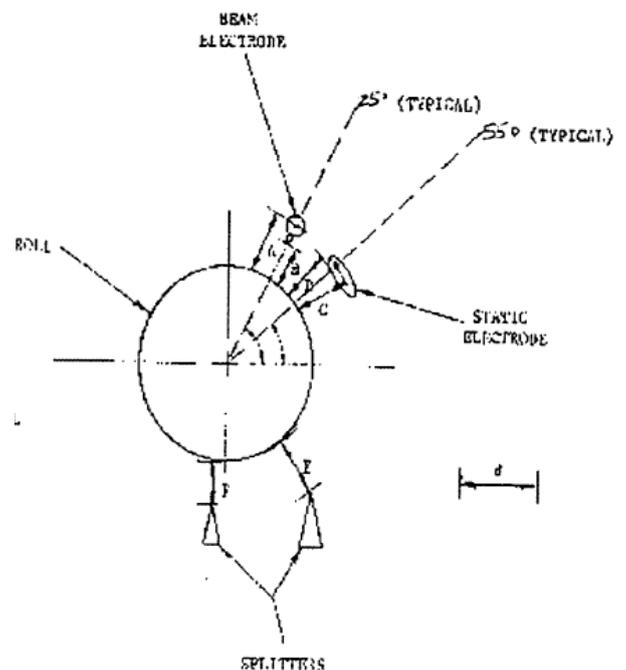


Fig. 5: Distancias importantes desde el rodillo del separador

4.2.5. Potencial del electrodo de c.c.

El funcionamiento normal debe estar dentro del rango de 20.000-30.000 voltios dependiendo de la proximidad del electrodo a la superficie del cilindro y del tamaño de la partícula. Debe evitarse un Arco pesado ó continuo ya que afectaría a la separación. Después de determinar la configuración de la velocidad del rodillo / separador, tal como se indica en el apartado 3.2.3. y mientras que el material esté todavía fluyendo sobre la superficie del rodillo, quite la protección y conecte la c.c. de A.T. Incremente lentamente el voltaje hasta 15-20 kV o hasta que se observe que los no conductores se fijan en la superficie del rodillo y no fluye en la fracción del conductor. Antes de fijar la posición de la escobilla de c.a., desconecte la c.c. de A.T.



4.2.6. Posición de la escobilla del electrodo (leva ó alabe) y potencial de c.a

Afloje los tornillos sujetando el brazo de la escobilla de c.a. y localice la posición "head (cabeza)" de la escobilla del electrodo para que el hilo del electrodo esté aproximadamente a 12-13 mm de la superficie del rodillo, siendo más efectiva en esta posición. conecte el control de voltaje de A.T. de c.a. y aumente lenta y progresivamente el voltaje entre 5-10 kV, para evitar que se produzca el arco. este ajuste debería hacer desalojar a los materiales, que se fijan a la superficie del rodillo por los electrodos c.c.

Tras completar una prueba, todas las condiciones de prueba y ajustes deben quedar registrados.

4.3. Variables que afectan a cualquier separación

Una vez completada con éxito la prueba de demostración, se deben investigar otras variaciones y distintas separaciones más complejas. Los cambios en las variables de operación se deberían hacer uno a uno.

4.3.1. Características de los materiales

El material de alimentación debería ser examinado con respecto a la conductividad eléctrica de las diferentes partículas. Todos los materiales granulares deberían estar con su superficie seca (menos del 50% de la humedad) y fluyendo libre para evitar la presencia de una superficie común de humedad o polvo, lo cual puede interferir en la separación.

En el caso de separaciones de minerales, el apéndice B, "Características físicas de los minerales seleccionados", se debe utilizar una guía que nos indique el rendimiento. Normalmente las muestras de minerales responden mejor a temperaturas de 65-



130°C.

Al separar mezclas no minerales, tales como hilo cortado y plástico, la diferencia de conductividad entre el metal y el plástico es obvia. Las condiciones ambientales son satisfactorios para el tratamiento de muchas mezclas no minerales.

4.3.2. Velocidad del rodillo

La velocidad del rodillo debería ser tal que exista una condición de equilibrio entre la fuerza centrífuga y el material arrojado al rodillo para no vencer el efecto de A.T. que pueda dar lugar a una separación pobre. Los no conductores secundarios que aparecen con medio conductor ó fracciones del mismo, requerirán una reducción de la velocidad del rodillo, mientras que para la pérdida de conductores puros será necesario incrementar de la velocidad del rodillo.

4.3.3. Electrodo de c.c.

La figura 2 está referida a la, "Guía de selección de electrodos", y el apéndice B, "Introducción a la Separación electrostática", para obtener información sobre el uso de los electrodos de c.c. y la teoría electrostática. Como sugerencias adicionales tenemos:

- Busque un cambio en el material atraído lejos de la corriente y hacia el electrodo estático como una indicación de la efectividad del mismo.
- Utilice un cambio de polaridad sólo con materiales sospechosos de carga triboeléctrica. La operación de corona estándar debería tener polaridad positiva.

5. MANTENIMIENTO



5.1. Características generales

5.1.1. Control de polvo

Se recomienda que la máquina esté limpia y libre de polvo, tras haber realizado pruebas con cada tipo de material de Alimentación. Esto no sólo sirve para realizar un buen mantenimiento, sino que también es útil para evitar la contaminación cruzada y prolongar la vida útil de la máquina. A continuación se muestra una lista de las áreas en que el polvo debe ser removido (de arriba hacia abajo):

1. La parte superior del Bloque de Distribución de A.T. y el aislante.
2. La Tolva de Alimentación.
3. Los Electrodoos c.c.
4. El Rodillo y detrás de los soportes de los Electrodoos.
5. El Cepillo del Rodillo. (Para una limpieza adecuada, retire el cepillo deslizando hacia fuera de su titular.)
6. La tolva de descarga, sus divisores y AC el electrodo.
7. El panel de control frontal, teniendo en cuenta las siguientes precauciones:
 - Después de quitar el polvo de las zonas por encima de ambos lados de la protección de la Tolva Transparente, del interior del separador, y del frente y los costados de la máquina, se debe limpiar con un trapo limpio y ligeramente húmedo.

5.1.2. Hilo del electrodo

El hilo instalado en los electrodoos de c.c. y de c.a. tiene 0.010 mm diámetro y está diseñado para resistir los efectos corrosivos de la Ionización. Para reemplazar el hilo, retirará directamente el antiguo hilo. A continuación se corta un trozo de hilo de electrodo nuevo 200 mm de longitud.

Hay que pasar un extremo un par de veces, a través de los agujeros del pequeño apoyo para asegurar el extremo, y guiarlo sobre el extremo del apoyo de manera que dicho hilo se asiente en la ranura que se corta; y luego pase el otro extremo a través



del agujero del apoyo largo y también a través del agujero del vástago del tornillo. Afloje la tuerca y gire el tornillo de modo que el hilo se enrolle alrededor del mismo hasta que esté tirante. Asegúrese que el cable continúa pasando a través de la ranura del otro apoyo, y si lo hace, apriete la tuerca para bloquear el tornillo en su lugar. Es importante mantener el hilo recto de modo que sea exactamente paralelo al del cuerpo principal. Deben evitarse cocas o dobleces del hilo.

Nota: Es muy probable que el uso de Hilo del Electrodo que no sea el especificado por Outotec ® pueda afectar de forma negativa al rendimiento del Separador y a la vida de los electrodos.

6. DIAGNÓSTICO DE AVERÍAS

El operador técnico puede llevar a cabo las siguientes comprobaciones. Es responsabilidad del técnico adoptar todas las precauciones necesarias para asegurarse de que no está expuesto al riesgo de descarga eléctrica. En caso de problemas más graves, éstos deberían ser investigados por personal cualificado.

1. Síntoma

- Ante cualquier problema

Procedimiento

- Revise el estado de la Toma de Corriente o Línea de Alimentación.
- Compruebe que la parada de emergencia está desconectada. Pulse el botón “System Reset” (restaurar sistema).
- Compruebe si hay interruptores automáticos (disyuntores) activados en el compartimento superior.

2. Síntoma

- El Rodillo no gira.



Procedimiento

- El rodillo debe girar libremente con la mano, si se atasca; compruebe si hay una posible interferencia por el alimentador, separadores ó por el cepillo.
- Realice el ajuste necesario.

3. Síntoma

- El alimentador vibratorio no funciona.

Procedimiento

- Compruebe la conexión con el rodillo o materia prima de alimentación.
- Compruebe la conexión del vibrador al receptáculo.

4. Síntoma

- La alimentación de A.T. no soporta la operación.

Procedimiento

- Compruebe que la puerta superior está bien cerrada.
- Asegúrese que las manillas de control de A.T. para c.c. y c.a. están completamente hacia abajo.
- Comprobar que los electrodos o sus hilos no están en contacto con el rodillo o con cualquier otra parte de la máquina.
- Para operar con el Separador después de producirse un disparo por sobreintensidad, pulse, "Reset" (reinicio).
- Para evitar más disparos por sobreintensidad, o bien reducir el voltaje o bien reposicionar los electrodos.
- Compruebe las conexiones con los suministros de energía.

5. Síntoma

- Sistema No Operativo.

Procedimiento

- La unidad se desconectará automáticamente de la red si la puerta de la cámara de Separación se abre durante su funcionamiento.



- Para reanudar la operación, cierre la puerta, el Interruptor en posición de "Parada de Emergencia", luego fuera, y a continuación presionar "Restaurar Sistema".
- El "Sistema de Reset" se debe presionar después de cualquier interrupción de la Alimentación ó por apertura de la puerta, o bien por la activación de "Parada de Emergencia".