

**DISEÑO DE UN PROCESO DE ENRIQUECIMIENTO POR PERDIDA DE ARENA
DEL CONTENIDO DE ORO PRESENTE EN LOS RESIDUOS PROVENIENTES
DE MINERIA ARTESANAL**

FABIAN RUMMENIGE DURAN HERNANDEZ

DIEGO FERNANDO ORTIZ CASTILLO

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO MECÁNICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA MECÁNICA
BUCARAMANGA**

2017

**DISEÑO DE UN PROCESO DE ENRIQUECIMIENTO POR PERDIDA DE ARENA
DEL CONTENIDO DE ORO PRESENTE EN LOS RESIDUOS PROVENIENTES
DE MINERIA ARTESANAL**

FABIAN RUMMENIGE DURAN HERNANDEZ

DIEGO FERNANDO ORTIZ CASTILLO

Proyecto de Grado para optar al título de Ingeniero Mecánico

Director

ALBERTO DAVID PERTUZ COMAS

Ingeniero Mecánico

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO MECÁNICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA MECÁNICA
BUCARAMANGA**

2017

DEDICATORIA

A mi madre el ser más importante en mi vida, quien impulso mi deseo de ser profesional y me ayudó a realizarlo.

A Andrés Gélvez y a Fernando Lopez, por creer en mí, hacerme sentir que soy una persona valiosa y brindarme su ayuda, en el estudio y fuera de él.

A Luisa Barbosa, por ser siempre un apoyo incondicional, por estar conmigo en los momentos buenos y malos por igual.

A Emmanuel Robles, Rafael Fuentes, Kathalina Amezcuita, y Sergio Mora, por impulsarme a superarme cada vez que sentía que las cosas se ponían difíciles.

A mis maestros, por darme su orientación, no solo en el ámbito profesional, sino personal, por hacer de mí el ingeniero que soy.

A todos quienes se involucraron en este proceso de una u otra forma, a quienes conocí en esta etapa de mi vida, son la prueba viviente de que tomar el camino largo, tiene sus ventajas.

Fabian Durán Hernández

DEDICATORIA

Es mi deseo como gesto de agradecimiento dedicarles mi trabajo de grado a mis padres Patricia Castillo y Gerardo Ortiz, por su amor, comprensión y permanente apoyo durante mi carrera.

A mi novia Carolina Rodríguez, quien con su espíritu alentador y cariño ha contribuido incondicionalmente a lograr mis metas y objetivos durante esta etapa en mi vida; así mismo

A mi director de proyecto Alberto Pertuz y codirector David Fuentes, quienes influyeron con sus lecciones y experiencias en formarme como un profesional integral y preparado para los retos que se presentan en mi desarrollo como ingeniero.

Con todo mi esfuerzo esté trabajo de grado se los dedico a ustedes.

Diego Fernando Ortiz Castillo

AGRADECIMIENTOS

A los ingenieros, Alberto Pertuz y David Fuentes, por dedicar su tiempo y darnos la mejor de sus atenciones.

Al profesor Milton Manrique, por su asesoría y su claridad al presentar un punto de partida para nuestro proyecto.

A Ambrosio Carrillo, por sus consejos, por compartir su experiencia con nosotros y darnos la confianza a la hora de tomar una decisión y seguir adelante.

A los docentes de la Escuela de Ingeniería Mecánica de la UIS, por hacer de nosotros, lo que somos como ingenieros y como personas.

CONTENIDO

INTRODUCCION	18
1. CONTEXTUALIZACIÓN.....	20
1.1. ORO.....	20
1.2. MINERIA.....	21
1.2.1. Minería en Colombia.....	22
1.2.2. Minería de oro.....	23
1.3. IMPACTO AMBIENTAL.....	29
1.3.1. Efectos sobre el ecosistema.	29
1.3.2. Efectos sobre la salud humana.....	31
2. GENERALIDADES.....	33
2.1. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA	33
2.2. JUSTIFICACIÓN PARA DAR SOLUCIÓN AL PROBLEMA.....	34
2.3. OBJETIVOS.....	35
2.3.1. Objetivo General.	35
2.3.2. Objetivos Específicos.....	35
3. PROPIEDADES DEL MINERAL	36
3.1. PROPIEDADES FÍSICAS DEL MINERAL.	36
3.2. CARACTERIZACIÓN DE LA CANTIDAD DE ORO EN LA MUESTRA.	41
4. PROCESO DEL DISEÑO	47
4.1. IDENTIFICACION DE LA NECESIDAD.....	47
4.2. DISEÑO CONCEPTUAL.....	48
4.2.1. Métodos de separación de sólidos particulados.	48
4.2.1.1. Separación con bateas para oro.	48
4.2.1.2. Las canaletas.....	49
4.2.1.3. Mesas concentradoras.....	50
4.2.1.4. Separación por tamizado.	50

4.2.1.5. Separación magnética.	51
4.2.1.6. Separación por soplado.	52
4.2.1.7. Separación por Trituración selectiva.	52
4.2.1.8. Separación por Selección balística.	53
4.2.1.9. Separación por Aglomeración carbón-oro.	53
4.2.1.10. Separación por Proceso oro-parafina.	54
4.2.2. Selección del método de separación	54
4.3. APLICACIÓN DEL CONCEPTO SELECCIONADO.....	60
4.3.1. Ventajas.	60
4.3.2. Desventajas.	61
4.3.3. Cálculo de los criterios de fluidización del material.	61
5. PROTOTIPO DE CLASIFICADOR POR LECHO FLUIDIZADO	68
5.1. ALGORITMO DEL DISEÑO.....	70
5.2. CONSTRUCCIÓN DEL PROTOTIPO.....	71
5.2.1. Selección de los componentes.	72
5.3. VERIFICACIÓN Y EVALUACIÓN DEL DISEÑO.	77
5.4. PRUEBA PARA OBTENCIÓN DEL CONCENTRADO.	80
5.4.1. Toma de muestras para prueba en laboratorio.	81
5.5. ANALISIS DE LAS MUESTRAS OBTENIDAS.....	83
6. RESULTADOS Y SU EVALUACIÓN	87
6.1. RECOMENDACIONES Y TRABAJOS FUTUROS	91
6.2. COSTOS RELACIONADOS CON EL PROTOTIPO	93
7. CONCLUSIONES	96
BIBLIOGRAFÍA.....	99
ANEXOS.....	103

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Mina de oro de Buriticá, Antioquia.	24
Figura 2. Filón de cuarzo Aurífero.....	27
Figura 3. Extracción de oro con batea.	28
Figura 4. Mini Draga 72.	28
Figura 5. Consecuencias de la minería ilegal en los rios.	30
Figura 6. Muestra de arena homogenizada	36
Figura 7. Vista al microscopio de la muestra homogenizada.	37
Figura 8. Medición de 10 mL de mineral.....	38
Figura 9. Pesaje de 10 mL de muestra.	38
Figura 10. Mallas para la prueba de granulometría.	39
Figura 11. Molino de bolas con los residuos del sílex usado para su limpieza.	41
Figura 12. Preparación de 30 g de mineral para el ensayo al fuego.....	42
Figura 13. Tostación y oxigenación de la muestra según la ASTM E-400-2.....	43
Figura 14. Vertimiento de la mezcla para la separación de la escoria.	43
Figura 15. Separación de la escoria del bloque metálico.....	44
Figura 16. Copela con la pepita de plata y oro.	44
Figura 17. Peso de la pepita de Dore.	45
Figura 18. Ataque químico al dore.	45
Figura 19. Peso de oro puro para 30 g de muestra.	46
Figura 20. Batea para oro.	49
Figura 21. Canaletas para la concentración de oro.	50
Figura 22. Mesa Concentradora.	50
Figura 23. Tamices para filtración.....	51
Figura 24. Separación de oro y materiales ferrosos.	52
Figura 25. Aglomeración de oro con Carbón activo y aceite.....	54
Figura 26. Lecho fluidizado: a) Estado inicial. b) En operación c) Separado	60
Figura 27. Lecho fluidizado en regenerador para mejorar de la combustión.	61

Figura 28. Pesaje de la columna de material de 10 cm.	66
Figura 29. Esquema del clasificador de lecho fluidizado.	68
Figura 30. Diagrama de flujo del cálculo de parámetros.....	70
Figura 31. Selección del compresor.....	73
Figura 32. Compresor Tomas 2450 Series.	74
Figura 33. Selección de la tubería de acrílico.	74
Figura 34. Selección de codos.....	75
Figura 35. Selección de la válvula.	76
Figura 36. Render del prototipo de clasificador.....	77
Figura 37. Detalle de las juntas en la cámara de presión.	78
Figura 38. Detalle de instalación de la válvula.	79
Figura 39. Detalle de instalación de los filtros.....	79
Figura 40. Prueba de fluidización del material.	80
Figura 41. Detalle del fondo del recipiente recolector después de un minuto.	81
Figura 42. Preparación de la muestra: Primero cónica y luego planada.....	82
Figura 43. Cuarteo (izq.) y reducción (der.) de la muestra.....	83
Figura 44. Vista al microscopio del material de descarte.	84
Figura 45. Acercamiento al material de descarte.....	84
Figura 46. Separación magnética con imán de Neodimio.....	85
Figura 47. Vista al microscopio del concentrado.....	85
Figura 48. Acercamiento al concentrado para confirmar elementos de interés.	86
Figura 49. Eliminación de la parte superior del lecho.	87
Figura 50. Comparación en el tamaño del dore antes y después de concentrar. ..	88
Figura 51. Pesaje del dore concentrado.	89
Figura 52. Pesaje de la cantidad de oro en el concentrado.	90
Figura 53. Boceto de reactor de lecho fluidizado de acción continua.	92
Figura 54. Material después de régimen prolongado.....	93
Figura 55. Preparación de crisoles para fundición.	104
Figura 56. Crisoles en el horno de fundición.....	105
Figura 57. Final del proceso de fundición para separación de escoria.	105

Figura 58. Eliminación de escoria en preparación para la copelación.	106
Figura 59. Carga y descarga de copelas en el horno.	106
Figura 60. Copelas con el botón de oro y plata (dore).	107
Figura 61. Tamiz estándar en bronce.	108
Figura 62. Pila de tamices y fondo ciego.	109
Figura 63. Parámetros para la clasificación de las mallas.	110
Figura 64. Clasificador de partículas con tamices.	112
Figura 65. Regímenes de fluidización.	115
Figura 66. Diferencia de presión en un lecho fijo.	117
Figura 67. Relación de altura de lecho en función de la velocidad.	117
Figura 68. Clasificación de las partículas por densidad y su diámetro medio.	119
Figura 69. Distribuidor: a) rectangular, b) triangular.	126
Figura 70. Modelo de burbuja transfiriendo sólidos en la estela.	127
Figura 71. Copelación de muestras adicionales de mineral original.	130
Figura 72. Pesaje del dore, pruebas adicionales.	130
Figura 73. Resultados pruebas adicionales.	131

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Cantidad de muestra en distintos tamaños de grano	40
Tabla 2. Despliegue de la función calidad para los requerimientos del proceso....	57
Tabla 3. Evaluación del tipo de proceso por los criterios más relevantes.	59
Tabla 4. Consideraciones del material para el experimento.	69
Tabla 5. Resultados de las pruebas.....	90
Tabla 6. Tabla de costos para la construcción del prototipo.	93
Tabla 7. Costo de la energía eléctrica dado por la compañía.	94
Tabla 8. Reactivos para acelerar la óxido-reducción	104
Tabla 9. Equivalencia abertura de malla en sistemas ASTM, Tyler y británico....	111
Tabla 10. Características generales de los tipos de partícula.....	120
Tabla 11. Distintos valores para K, hallados de manera experimental	123

LISTA DE ANEXOS

Anexo A. LA NORMA ASTM E-400-2.....	103
Anexo B. LA NORMA ASTM E11-17.....	108
Anexo C. FLUIDIZACIÓN.....	113
Anexo D. PATENTE CA 1202577A. MÉTODO DE FILTRACIÓN USANDO LECHOS SEMIFLUIDIZADOS	118
Anexo E. PRUEBAS ADICIONALES AL MINERAL.....	130
Anexo F. EXPLOSION Y LISTA DE PARTES.....	133
Anexo G. ENSAMBLE.....	134
Anexo H BASTIDOR.....	135
Anexo I. TUBO ACRILICO.....	136
Anexo J. CÁMARA DE PRESIÓN	137

RESUMEN

TÍTULO: DISEÑO DE UN PROCESO DE ENRIQUECIMIENTO POR PERDIDA DE ARENA DEL CONTENIDO DE ORO PRESENTE EN LOS RESIDUOS PROVENIENTES DE MINERÍA ARTESANAL.*

AUTOR: FABIAN RUMMENIGE DURAN HERNANDEZ, DIEGO FERNANDO ORTIZ CASTILLO**

PALABRAS CLAVE: Minería artesanal, Diseño, Oro, Proceso, Fluidización.

DESCRIPCIÓN: La minería de oro artesanal es una actividad altamente propagada en el territorio colombiano, en muchos casos, es la única fuente de ingresos para familias de escasos recursos. Esta actividad se ha realizado de la misma forma rudimentaria por muchos años.

La falta de una legislación clara para la tecnificación es evidente, ciertas poblaciones, no tienen otra opción que realizar esta actividad de manera ilegal o bajo el amparo de grupos al margen de la ley.

Este proyecto busca aumentar el nivel de aprovechamiento del terreno aurífero. Los mineros manifiestan que el material aún contiene oro. Al caracterizar bajo los estándares de la ASTM E-400-2, se avala esta afirmación, la concentración inicial es de 12,22 gramos por tonelada. Se selecciona un proceso que permita concentrar la cantidad de oro en los llamados residuos de la minería artesanal.

Entre las posibilidades existentes, la mejor opción es la implementación de un proceso de separación por soplado, aplicando el concepto de lecho fluidizado con separación magnética, haciendo que el material se comporte como un líquido y así aprovechar la alta densidad del oro, la plata y la pirita presentes en la muestra y concentrar su contenido por decantación, se construye un prototipo estableciendo parámetros operativos y de diseño, como simplicidad y bajo costo.

Al realizar las pruebas. El material se somete a un estado de fluidización. Las partículas livianas se eliminan por transporte neumático y las partículas más densas presentes en el mineral se concentran en la parte baja de la columna y son extraídas para la toma de la muestra que se somete a un ensayo al fuego bajo los estándares de la ASTM E-400-2. Los resultados presentan una concentración de 15,3 gramos de oro por tonelada de material (un aumento del 25,45%), lo que confirma una mayor cantidad de metales preciosos.

* Trabajo de grado

** Facultad de Ingenierías Físico-mecánicas, Escuela de Ingeniería Mecánica, Director: Ing. Mecánico Alberto David Pertuz Comas.

ABSTRACT

TITLE: DESIGN OF AN ENRICHMENT PROCESS BY LOSS OF SAND FROM GOLD CONTENT PRESENT IN WASTE FROM ARTISANAL MINING*

AUTHOR: FABIAN RUMMENIGE DURAN HERNANDEZ, DIEGO FERNANDO ORTIZ CASTILLO**

KEY WORDS: Artisanal mining, Design, Gold, Process, Fluidization.

SUMMARY: Artisanal gold mining is highly spread activity in Colombian territory, in most of cases is the only source of income for a lot of poor families. This extraction methods have been done in the same primitive way for many years.

The lack of clear legislation for technification is evident certain populations have no choice to carry out this activity illegally or under the protection of outlaw groups.

This project seeks to improve the level of exploitation given to goldfields. Miners say the waste material still contains gold. Characterizing under the standards of ASTM E-400-2, this assertion is supported, the initial concentration is 12,22 grams of gold per ton of material. A process that allows concentrating the amount of gold in the waste from artisanal mining is selected.

Among the possibilities, the best option is the implementation of a separation process by blowing, applying the concept of fluidized bed with magnetic separation, making the material behave like a liquid and thus, taking advantage of the high density of gold, silver and pyrite present in the sample and concentrate its content by decantation, a prototype is built, establishing operating parameters of design, as simplicity and low cost.

When tests are performed. The material is subjected to a state of fluidization. Lightweight particles are removed by pneumatic transport and the denser particles are concentrated in the lower part of the column and extracted to take the sample which is submitted to a 'fire test' guided by ASTM E-400-2. The results show a concentration of 15,3 grams of gold per ton of material (an increase of 25,45%), which confirms a higher quantity of precious metals.

*Degree Work

**Physic Mechanical Faculty of Engineering, School of Mechanical Engineering, Director: Mechanical Engineer Alberto David Pertuz Comas.

INTRODUCCION

Cuando el ser humano se volvió sedentario, surgieron un sin fin de necesidades que impulsaron el desarrollo de la humanidad como población. La aparición de nuevas tecnologías estimuló la búsqueda de nuevos materiales para desarrollar las recién establecidas y crecientes ciudades. En esta etapa surgen actividades como la agricultura y la minería, para modificar el terreno a su acomodo y materializar el desarrollo tecnológico, económico y político que en su época parecía insaciable.

Por otro lado, es obligación del ser humano, optimizar los procesos de producción y extracción de sus materias primas para equilibrar sus necesidades con las del ambiente que proporciona los recursos, aspecto que en un principio se ignoró; aparecieron hambrunas por la deforestación, enfermedades por la contaminación de fuentes hídricas e incluso epidemias por la mala disposición de sus desechos, luego de sufrir las consecuencias de estas actividades, se empezó a enfocar parte de ese desarrollo en mitigar los riesgos para el mejoramiento de la calidad de vida.

La base del progreso de la sociedad actual es la economía, la cual toma minerales raros como el oro y la plata como objetos valiosos y de referencia, también son evidencia del avance y solidez de las comunidades, las actividades para su obtención, como la mayoría de actos de la humanidad, son fuertes modificadores del ambiente, así como su procesamiento, traen consecuencias que resultan nefastas para la flora y fauna.

La extracción de materiales provenientes de la corteza terrestre es una gran modificadora del medio ambiente, a pesar de la magnitud de esta actividad, algunas comunidades no tienen conocimiento del peligro latente, volviendo casi nula su participación y organización para establecer una normativa clara, por otro lado, los entes gubernamentales carecen de datos precisos para actuar de manera efectiva y a pesar de todas las investigaciones hechas por la academia sobre el riesgo que se corre extrayendo recursos sin considerar la problemática ambiental, no existe un

verdadero interés en resolver estos problemas; los estudios realizados no se tienen en cuenta como una línea de partida para avanzar política y técnicamente en este campo.

Con base en las premisas anteriormente mencionadas, se busca una forma de canalizar el afán por conseguir un beneficio mayor en la extracción de este mineral al diseño de un proceso que mejore la etapa de prospección y reduzca la cantidad de suelo extraída para obtener una cantidad determinada de material con el fin de aumentar la rentabilidad y reducir los riesgos.

1. CONTEXTUALIZACIÓN

1.1. ORO

El oro se conoce como el elemento químico de símbolo Au (del latín Aurum), de número atómico 79 ubicado en el grupo 11 de la tabla periódica. Es un metal precioso de color amarillo, caracterizado por ser maleable, dúctil, de brillo llamativo y por no reaccionar ante la mayoría de productos químicos, excepto ante el cianuro, al mercurio, al agua regia y a la lejía.

Es un metal muy denso, con 19300 kg/m^3 , se clasifica como un metal pesado, para fabricar lingotes (su forma más representativa), se calienta hasta pasar los 1064°C de su punto de fusión. Su valor de 3 en la escala de dureza de Mohs, junto con su ductilidad, maleabilidad y su resistencia a la corrosión lo convierten en un metal idóneo para la creación de fina joyería, aunque también posee un alto grado de conductividad eléctrica y térmica.

El oro se encuentra en estado puro, en pepitas y depósitos aluviales. Su creación se remonta a los núcleos súper densos de estrellas agonizantes; cuando la actividad nuclear de las estrellas mengua, ya no existe el equilibrio entre la enorme gravedad que intenta aplastarla con la fuerza de las explosiones que la expanden; las capas exteriores se desploman sobre el núcleo, lo que comprime y calienta la materia hasta tal punto que los núcleos de los átomos de elementos más ligeros, como el hierro, el calcio o el carbono, se fusionan para crear metales más pesados, como el uranio, o el oro.

Existen otras teorías que señalan la creación del oro como producto de la formación de la elevación de gases y líquidos desde la estructura interna de la tierra, trasladándose a través de las fallas, pero se cree que las presiones y temperaturas extremas de la tierra no son suficientes para crear este tipo de reacciones.

Históricamente, el oro se empezó a utilizar como moneda, debido a su escasez y al valor que adquirió, gracias a su aspecto llamativo, rápidamente se convirtió en un símbolo de poder adquisitivo, pureza y realeza. Tal era el afán de la humanidad de enriquecerse con oro que se crearon ciertas organizaciones científicas como la alquimia, cuyo fin era generar oro a partir de metales inferiores, como el plomo, aunque está comprobado químicamente que es imposible convertir metales en oro, por lo que la cantidad existente en la tierra es constante, lo que lo mantiene valioso con el pasar de los años.

1.2. MINERIA

Se define como un proceso de remoción de parte de la corteza terrestre con el fin de obtener el material deseado, que se encuentra en depósitos naturales creados desde hace millones de años, de manera distinta para cada elemento en específico. Desde tiempos antiguos, la humanidad ha extraído minerales de la tierra, para la fabricación de sus herramientas y armas, desde entonces los ha usado en cantidades cada vez mayores, dando paso a la creación de una serie de técnicas y modalidades para explorar y explotar los yacimientos, tendencia que tuvo su mayor ritmo de crecimiento desde la revolución industrial.

Actualmente, existen organizaciones que se encargan de practicar la minería como industria, en la que la competencia se basa en la cantidad y calidad del mineral extraído y su entendimiento se amplía al dividir esta actividad en distintas escalas, como la gran, mediana, pequeña minería y la cuarta categoría que se conoce como la minería artesanal.

Sin importar la escala, se sabe que el aumento de la necesidad de este tipo de actividades trae consigo un impacto al medio ambiente pues debe removerse la tierra junto con la vegetación que esta tiene, lo que impulsó a los distintos gobiernos nacionales a la creación de regulaciones, de tipo financiero y ambiental, para

asegurar inversión de capital en la seguridad de los trabajadores y en la restauración de las zonas de trabajo ya finalizada la labor. Dados estos factores y la importancia de la actividad, el banco mundial ha declarado a la minería como una actividad primaria y un indicador básico de las posibilidades de desarrollo de un país. Las violaciones a la normativa han causado desastres en diferentes países del mundo.

1.2.1. Minería en Colombia: El sector minero colombiano, es el constituyente de una de las principales fuentes de ingreso y desarrollo del país. Colombia ha intensificado su actividad minera en los últimos años, debido a la implementación de nuevas tecnologías y de la aparición de inversionistas extranjeros.

El país cuenta con una ubicación geográfica que ofrece grandes provincias arquitectónicas, la presencia del cinturón andino atravesando el terreno dota al subsuelo de diversidad de minerales e hidrocarburos con alto potencial de explotación. Las provincias arquitectónicas presentan una gran variedad de ambientes geológicos, identificados como yacimientos de piedras preciosas, minerales básicos, productos mineros industriales, uranio y carbón, lo que tiene un gran atractivo para el motor económico extranjero, en labores de exploración y extracción.

Para observar el panorama nacional minero con más detalle, conviene analizar los pasos que se deben dar para llegar a obtener el mineral deseado, también se necesita tener muy en cuenta las consideraciones legales, económicas, de mercadeo y de beneficio¹. El gobierno nacional, está obligado a asistir técnicamente a los mineros de pequeña y mediana escala en cuestiones de exploración, estudios y la implementación de un sistema racional para la explotación.

A nivel nacional, la actividad minera de el Cerrejón, Acerías Paz del Rio, La Frontino, Cerromatoso entre otras, que son muy notorias, pueden llenar los requisitos de lo

¹ Refiérase al proceso de beneficio o prospección como la separación del mineral deseado de la porción de corteza terrestre extraída.

que se considera un “sistema racional”, que se adapta a las condiciones financieras del país. Pero no se puede decir lo mismo de los mineros a pequeña escala o de algunos de escala mediana, donde no existen controles tan rigurosos. Aunque por lo general, no existe, conceptualmente hablando un sistema que se pueda denominar “racional” pues no hay un sistema universal definido para las actividades mineras (Sampedro, Julio, 1988).

Es por eso que los métodos de explotación son el capítulo más especial de la minería, pues debe responder a las exigencias locales, adaptarse a las capacidades económicas y de producción para que el proceso sea rentable, además de cumplir a cabalidad con todas las normas de seguridad mientras se esté ejecutando, aquí es donde se concentra la palabra “racional”, equilibrar el proceso y los costos del mismo, con un factor crítico como lo es la solución a problemas ambientales, los cuales son inherentes a todo proceso de explotación (Sampedro, Julio, 1988).

1.2.2. Minería de oro: La extracción de oro es, básicamente, una tradición humana, en Colombia, data desde antes la época colonial. Este mineral está muy arraigado a la cultura del país. Durante la conquista española, este mineral fue explotado y transportado a Europa.

La minería de oro es llevada a cabo de distintas maneras; empezando por la minería a gran escala, llevada a cabo por las grandes multinacionales, tales como Anglo Gold Ashanti, de Sudáfrica y Gran Colombia Gold, de Canadá, que cuentan con equipos especializados y una gran capacidad de dragado, en el que se logra extraer hasta 75000 m³ de material al día.

La minería a escala media, realizada por empresas nacionales o gremios locales, que es una exploración un poco menos sistemática, que, con el uso de dragas y retroexcavadoras, obtienen entre 600 y 2000 m³ de material al día, y la artesanal, también practicada por gremios de nuestro país en zonas donde la explotación es más sensible y en donde el proceso se realiza de forma manual, con herramientas como la batea y el almocafre, en donde se obtiene entre 0,5 y 1 g por trabajador.

Figura 1. Mina de oro de Buriticá, Antioquia.



Fuente: El oro maldito de Buriticá, Antioquia (artículo). El Espectador. Edición 4 jun 2016.

Colombia es un país que practica en gran parte la pequeña minería, por irónico que parezca, esta juega un papel que, en general, no se considera para nada despreciable sin importar si la nación es industrializada o en vía de desarrollo.

Aunque la definición de “pequeña” para la minería difiere en cada país, esta cuenta con varios criterios de definición que son:

- Costos de inversión menores a US\$1'000.000.
- Fuerza laboral menor a 100 personas.
- Producción en bruto menor a 100.000 toneladas por año.
- Ventas anuales.
- Tamaño de concesión.
- Situación de las reservas.

No todos estos criterios se siguen al pie de la letra, también puede haber combinaciones de estos, aunque la verdadera delimitación para nombrar un

proyecto como “pequeño” aún no se ha alcanzado y la estandarización no se ha llevado a cabo.

Muchos de estos criterios también son subjetivos, a tal punto que la actividad se denomina artesanal en la mayoría de los casos donde se presenta:

- Bajo nivel de mecanización.
- Bajos estándares de seguridad.
- Grado de conocimientos técnicos deficiente o inexistente por parte del personal.
- Bajo nivel de planificación debido a la ausencia de técnicos calificados en explotación y procesamiento.
- Malos salarios.
- Trabajo por estaciones (solo cuando el producto presenta un precio conveniente).
- Baja consideración de daños ambientales.
- Poca o ninguna formalización en cuanto a criterios legales de explotación y expedición de licencias ambientales.
- Poca o ninguna tendencia a modernizar los procesos o la maquinaria.

Criterios que hacen que la empresa pertenezca al sector informal -como se presenta en gran parte de la actividad minera nacional- hace que esta actividad no pase desapercibida respecto al daño ambiental, debido a la evasión a las entidades reguladoras ambientales o a la ausencia de sanciones hacia estas prácticas debido a la debilidad de las leyes del estado en este sector (UPME, 2007).

Frecuentemente, la pequeña minería es un sector industrial difícil de controlar; la realidad es que algunos yacimientos se encuentran en sitios aislados, alejados incluso de las zonas rurales, algunos muy dispersos en los que hay que atravesar largos trayectos.

También existen muchos aspectos que son típicos en industrias de este tamaño y sus empresas, no hay condiciones que garanticen el desarrollo de la actividad, ni

grupos con interés de invertir en mejoras de infraestructura, en el país no existen instituciones que apoyen o fomenten la realización de estas actividades, las inversiones suelen favorecer a pocos miembros.

La falta de personal calificado o con experiencia en el ámbito propicia ambientes laborales con bajo nivel de desarrollo en cuanto a productividad y calidad, por lo que existen equipos obsoletos e inapropiados; el acceso al conocimiento sobre equipos de alto desempeño es casi nulo y algunos grupos realizan esta actividad sin mecanización alguna, con mano de obra de mujeres o niños en condiciones desfavorables.

Bien dirigida, esta actividad trae consigo un efecto positivo en las naciones que se encuentran en vía de desarrollo; generando empleos y promoviendo la evolución de las poblaciones aledañas, alejándolas de la pobreza y creando un ambiente de equidad en el territorio nacional.

El desconocimiento de estos posibles efectos trae algunas complicaciones, tales como el aumento de la actividad informal como impedimento para la realización de los propósitos económicos y sociales del territorio, además de los efectos negativos en el medio ambiente debido a la falta de regularización. Es precisamente la legislación, uno de los más grandes problemas de estas labores; en la mayoría de países en desarrollo, las leyes llevan muy poco tiempo de implementación o ni siquiera existen.

La explotación en Colombia se regula mediante la Agencia Nacional de Minería, el Servicio Geológico Colombiano, la Agencia Nacional de Hidrocarburos y en general el Ministerio de Minas y Energía. Según la Ley 685 de 2001:

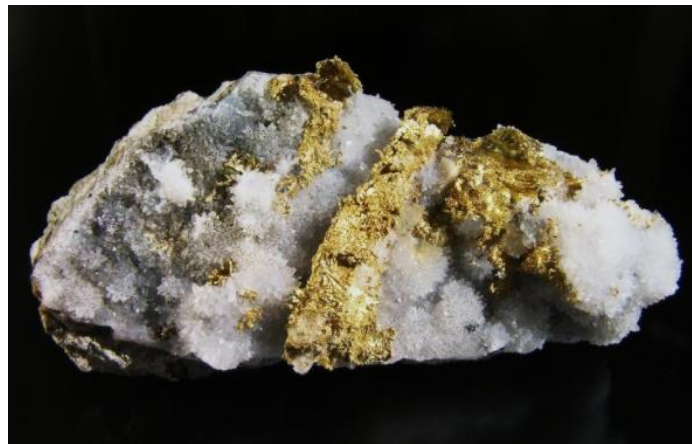
“La minería tradicional es definida como una actividad realizada por una o más personas que extraen recursos de una mina, propiedad del estado, sin inscripción en el Registro Minero Nacional, que acredite que los trabajadores se han actualizado durante mínimo cinco (5) años en temas comerciales y técnicos en lo

que concierne a la actividad minera, desde antes de 1991”².

En Santander, las principales actividades mineras artesanales se llevan a cabo mediante el bateo de oro, que consiste en una serie de pasos de un proceso considerado rudimentario, para llegar al mineral.

Primero, el mineral es arrancado, de vetas o filones, se extrae una cantidad de tierra que contiene la piedra preciosa, que generalmente se encuentra en pequeñas partículas dentro de filones de cuarzo.

Figura 2. Filón de cuarzo Aurífero.



Fuente: Foro de mineralogía formativa. Colección Nacho Gaspar, p15.

Luego de extraído, el material es triturado, se le adiciona agua y mercurio, durante los procesos de molienda y lavado, con una duración de aproximadamente 3 horas.

La concentración gravimétrica o cribado, es un proceso común en estas prácticas, el oro se concentra con las partículas más pesadas en una batea y el agua se lleva las más livianas. El mercurio se agrega para amalgamar o juntar las partículas finas de oro. En muchos casos, el 10% de mercurio es agregado a un barril o batea (para la amalgamación manual). El 90% restante sobra, debe retirarse y reciclarse o se libera al medio ambiente (UNEP, 2001).

El mercurio se adhiere al oro y forma una amalgama que hace más fácil su

² Ley 685 de 2001. Por la que se expide el código de Minas y se dictan otras disposiciones

separación de la roca, arena u otro material. Luego se calienta la amalgama para evaporar el mercurio. Dependiendo de la técnica, varía la liberación de mercurio.

Figura 3. Extracción de oro con batea.



Fuente: Oro: trabajo de muchos, riqueza de pocos. Agencia de noticias UN. Agosto 1 de 2011.

Otro proceso utilizado comúnmente en Colombia, es el lavado mediante el uso de dragas y lavadoras especiales, en el que el mineral se extrae del lecho de los ríos y se draga agua de los mismos para el lavado, la densidad se encarga de llevar las pepitas sueltas de oro, arrastradas por el río gracias a la erosión, al fondo de la mezcla de agua y tierra, el mineral aurífero se almacena en el fondo de una esponja que luego se lava y se batea para extraer el oro.

Figura 4. Mini Draga 72.



Fuente: Catálogo Colombia mines - Medellín

1.3. IMPACTO AMBIENTAL

La minería es una de las actividades económicas cuyo impacto ambiental es más diversificado, es cierto que los recursos económicos que produce son altamente importantes y luego se incorporan al estado. Pero esta actividad, en general, es una gran modificadora del medio ambiente. Cuando se realiza de manera ilegal, el impacto económico, ambiental y social es difícilmente calculable.

La magnitud de la modificación se da en función del tipo de minería realizada y puede ir desde la superficie hasta grandes profundidades, el cambio del terreno se da en el proceso de extracción y beneficio. La explotación ilegal es uno de los principales problemas para las autoridades nacionales debido a que esta, suele mezclarse con otras actividades o se lleva a cabo en sitios distantes en el territorio nacional, hacer un seguimiento efectivo es muy difícil, por lo que grupos al margen de la ley aprovechan esta situación para conseguir financiación en las actividades ilícitas mediante el uso de la fuerza y la intimidación sin ofrecer garantía alguna a los trabajadores.

El uso de mercurio en actividades mineras representa un problema de salud pública y de seguridad alimentaria que genera grandes desafíos a las entidades ambientales, pues muchas de estas actividades no están reguladas, Colombia es uno de los 3 países que más vierte mercurio a los ríos y de lo que se sabe, en todo el país, se emiten 180 toneladas de mercurio al aire y entre 50 y 100 toneladas a los ríos cada año. En peces y buena parte de los cultivos en las ciénagas del bajo Cauca y Magdalena, se han encontrado cantidades alarmantes de mercurio (Londoño, 2013).

1.3.1. Efectos sobre el ecosistema: El agua sufre efectos nocivos significativos; se alteran sus niveles de pH y temperatura además del desvío de los ríos y la sedimentación del agua hace que esta se ensucie de una forma casi imposible de

decantar, afectando a los animales y las plantas que se abastecen de la misma.

Figura 5. Consecuencias de la minería ilegal en los ríos.



Fuente: Revista Semana, Minería, Qué peligro, mercurio en el atún (Artículo) edición 27-abr-2013.

La flora sufre una degradación significativa, las plantas se marchitan al no encontrar nutrientes sino agentes contaminantes, afectando seriamente la población de plantas, árboles y los niveles de filtración de gases de invernadero en el lugar, se reduce la firmeza del terreno y facilita la propagación de derrumbes e incendios forestales. La fauna local es diezmada cerca de los terrenos de trabajo para adecuar el ambiente para la explotación, además del desplazamiento de los animales por la eliminación de sus hogares. El aire recibe una gran cantidad de partículas en suspensión, nocivas para el sistema respiratorio de cualquier ser vivo.

Además de las partículas sólidas del aire también viene la inclusión de residuos sólidos de tamaño significativo, polvo y químicos contaminantes como el mercurio y el cianuro; desechos que se filtran en la tierra, llegando a fuentes hídricas superficiales, causando erosión en las riberas de los ríos y la migración de los animales, además de tornar fuentes de agua subterráneas en agua tóxica, ya sea para el consumo humano o el ecosistema.

La vida acuática se ve afectada; las actividades mineras ilegales producen un 35% de las emisiones de mercurio en el mundo, en donde Colombia encabeza la lista en América Latina emitiendo 180 toneladas de este elemento al año, duplicando la cantidad que emiten en Perú (70 toneladas), triplicando a Ecuador (50 toneladas) y

cuadruplicando la cantidad medida en Brasil (45 toneladas), hay que tener en cuenta que Brasil es 8 veces más extensa en territorio (El heraldo, 2013).

Para cuantificar el golpe que sufre un ecosistema y obtener un solo gramo de oro, se estima que se requeriría la utilización de hasta 1060 litros de agua. 25 g de mercurio. Además del gasto energético, se consumen 2 litros de combustible en maquinaria y plantas generadoras, lo que aumenta el efecto invernadero de la zona y 128 g de lubricante, mucho de este es aceite de motor que no siempre es dispuesto de la mejor manera debido al bajo nivel de desarrollo de la labor. A eso se suma lo que consume la minería a gran escala que, según los ambientalistas, se lleva el metal precioso y le deja al país el problema ambiental (Londoño, 2013).

1.3.2. Efectos sobre la salud humana: Según la OMS, la entrada del mercurio a la cadena alimentaria se da por el consumo de pescado y agua contaminados, esta sustancia ataca al corazón y al sistema circulatorio en general, su ingesta regular produce una rápida falla renal, neurológica y respiratoria que resulta mortal. Es especialmente peligroso para las mujeres en estado de embarazo, afectando el desarrollo cerebral del feto, anulando funciones cognitivas y de memoria en los niños.

Los trabajadores se ven altamente expuestos a esta sustancia, la falta de tecnificación hace que estén expuestos a la inhalación de vapores de mercurio y a la exposición directa en la etapa de amalgamación, lo rudimentario del proceso no les permite tener acceso a la indumentaria adecuada.

Los sitios con altos niveles de concentración de mercurio comprobados, se denominan “zonas críticas”, cuyas dimensiones pueden ir de unos pocos metros cuadrados hasta los cientos de metros cuadrados. Son fuentes importantes de emisión de mercurio en las cuencas hídricas, lo que contribuye a la contaminación de los peces y sistemas de agua potable, con efectos en la vida de miles de personas, ya sean partícipes de la actividad minera o no (Veiga, 1997).

Por lo general, existen relaves (reutilización de agua en estanques) que contienen mercurio y son vertidos en masas de agua o muy cerca de ellas, lo que contamina el suelo, ríos, arroyos, estanques y lagos por décadas, como se mencionó con anterioridad, sus efectos van más allá de la región directamente afectada.

Figura 6. Minerales tóxicos detrás del oro.



Fuente: Colombia no está preparada para la locomotora minera, El Espectador, Medio ambiente, 6 de mayo 2013.

2. GENERALIDADES

2.1. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

El manejo ambiental que se da a la pequeña minería es similar al de la pequeña industria, debido a que, en muchos países en vía de desarrollo, las actividades a pequeña escala son altamente nocivas, tanto para el ser humano como para el medio ambiente, las fuentes de contaminación suelen estar muy dispersas lo que dificulta enormemente el control estatal, la normativa existente es deficiente para estos sectores y la que existe es difícilmente aplicable, la higiene de trabajo no cumple todos, a veces ninguno de los estándares de calidad en cuanto a salud ocupacional.

Es absolutamente necesario propiciar la reducción de los efectos ambientales negativos y el cuidado de la salud de las personas involucradas, además de cumplir con los requerimientos legales, es indispensable también sensibilizar, capacitar e informar a todos los actores para que se implementen y estandaricen medidas ambientales en este tipo de actividades.

La pequeña minería trae consigo un gran número de inconvenientes que llegan a inhibir el desarrollo de sí misma, hacia un ambiente moderno, tecnificado y estándar en las pequeñas y medianas empresas.

Estos inconvenientes son definidos por las relaciones y conexiones con factores como la naturaleza, la cultura, la técnica, la economía y el ser humano. La minería explota recursos del medio ambiente, extrayendo de este materias primas y energía, aunque todos se relacionan, la minería por una parte y la cultura por el otro, se han influenciado entre sí desde hace mucho tiempo. La relevancia de los metales preciosos en la cultura humana ha abierto el camino al desarrollo técnico y rural, pero a su vez ha impulsado a la codicia de muchos y el afán de otros por conseguir

un medio de sustento en un país donde las cifras de desempleo se encuentran en niveles indeseables.

Enfocados hacia el desarrollo de la actividad minera artesanal, se debe implementar un sistema de mejoras continuas en cuando al aprovechamiento del terreno, teniendo en cuenta la riqueza del mismo en cuanto a diversidad biológica, la ubicación del país no solo otorga una tierra rica en minerales sino también con un gran potencial para cultivar una enorme gama de productos y con el ecosistema adecuado para criar animales de establo, la gran variedad de climas dota al país de una buena cantidad de páramos y grandes reservas de agua.

2.2. JUSTIFICACIÓN PARA DAR SOLUCIÓN AL PROBLEMA

Teniendo en cuenta los innumerables problemas que trae la falta de control y tecnificación de la minería a pequeña escala se hace necesario proponer soluciones que permitan dar a este tipo de actividad una mejor relación costo-beneficio, es bien sabido que esta actividad continuará llevándose a cabo mientras haya oro que extraer.

Siendo el tema del control algo que en este momento no se puede abordar, es deber de los actores envueltos en esta labor proponer la forma de tecnificar el proceso y dar prioridad a la reducción del impacto ambiental, a su vez previendo que debe ser sencillo y rentable para que las personas que dirigen la industria, tengan la iniciativa de aplicar esta mejora y de esa forma sentar un precedente para que en el futuro la minería muestre su verdadero potencial como el gran generador de desarrollo regional que debe ser y no como la gran problemática social que actualmente amenaza las fuentes hídricas del país.

Con el conocimiento del contexto teórico de la minería artesanal, es preciso hacer un análisis al proceso para identificar los puntos de falla, encontrar las causas pensar en todas las posibles mejoras, que, a su vez, conserven la simplicidad de un

ambiente artesanal, en donde todo sea fácil de encontrar, de costear y de transportar.

No sería correcto pensar en reinención, sino en modernización para una tradición que lleva siglos arraigada a la humanidad, empezando por analizar los desechos del proceso de extracción demostrando que aún hay producto por extraer.

2.3. OBJETIVOS

2.3.1. Objetivo general: Desarrollar un proceso físico-mecánico para incrementar la concentración de oro presente en el material de desecho proveniente del proceso de minería artesanal.

2.3.2. Objetivos Específicos.

- Caracterizar la concentración de oro presente en el material al inicio del proceso.
- Diseñar un proceso para la extracción de arena y otros materiales indeseados, aplicando métodos de separación físico-mecánicos, obteniendo una mayor concentración de oro como producto final.
- Construir un prototipo que demuestre el proceso cumpliendo con los parámetros de efectividad y rentabilidad; que tenga la capacidad para ser implementado en la minería artesanal.
- Contrastar los resultados de la concentración de oro al final del proceso con la concentración inicial.

3. PROPIEDADES DEL MINERAL

3.1. PROPIEDADES FÍSICAS DEL MINERAL.

Figura 6. Muestra de arena homogenizada

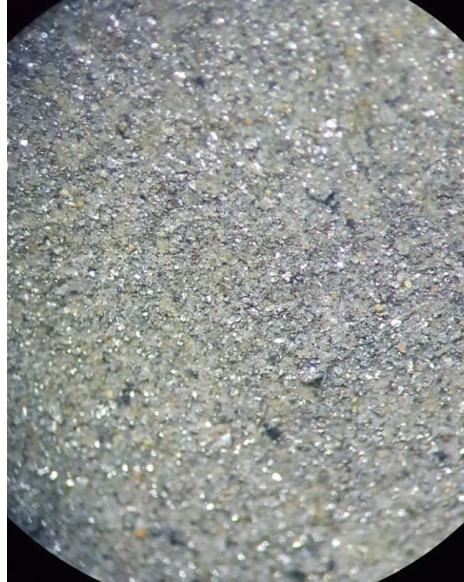


El mineral del que se dispone es la arena residuo de minería artesanal, el encargado de la mina asegura que aún tiene oro en su composición, esta arena se aglomera debido a la humedad del proceso artesanal y al embalaje.

La arena es un polvo muy fino debido a la molienda continua para extraer las pepitas de oro incluidas en el cuarzo aurífero (ver Figura 6), es un poco pegajosa y de color verdoso, si se observa con detalle presenta inclusiones brillantes y doradas, que, si bien no son oro, pueden ser pirita u otros metales, como la plata, también presentes en el suelo del lugar de extracción.

Al microscopio, se puede ver claramente la composición de la arena:

Figura 7. Vista al microscopio de la muestra homogenizada.

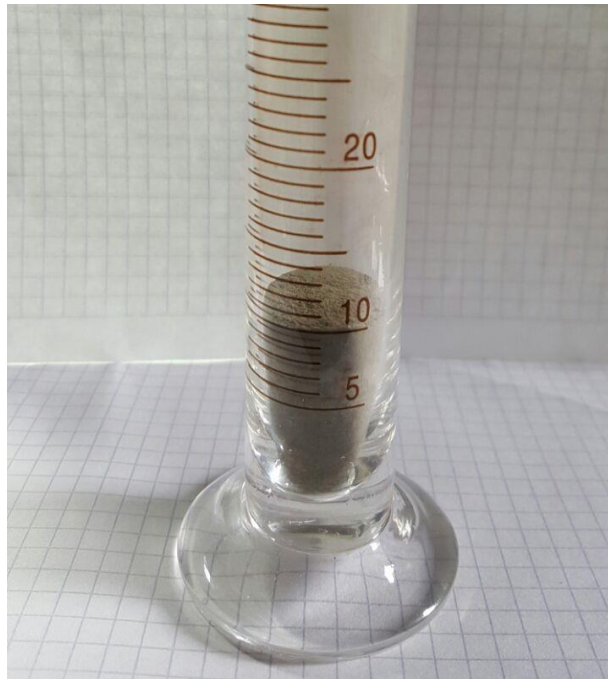


En la figura 7, se puede observar que los granos blancos son cuarzo, restos de las piedras auríferas (como la de la figura 2), los puntos negros son los restos de otros minerales que se encontraban en el sitio de extracción, por ejemplo, materiales ferrosos, los granos dorados, no son de oro, son restos de óxido de hierro del molino de bolas usado en el sitio de prospección. Los granos color marrón son sílice, básicamente, arena y, por último, la parte relevante del mineral, son los granos plateados, que en su mayoría son trozos de pirita y plata (cabe resaltar que en la pirita se encuentran las inclusiones de oro que el proceso artesanal no puede extraer)³.

La densidad del material no se conoce por lo que se debe pesar un volumen conocido del mismo para obtenerla y calcular su valor con el método básico de laboratorio y la aplicación del concepto:

³ Caracterización de los minerales por su apariencia dada por el Profesor Milton Manrique, de la escuela de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Industrial de Santander, y del técnico Ambrosio Carrillo, encargado del laboratorio de piro metalurgia de la Universidad Industrial de Santander.

Figura 8. Medición de 10 mL de mineral



Esta cantidad (10 mL) de muestra es pesada para conocer su masa:

Figura 9. Pesaje de 10 mL de muestra.



Por el concepto de densidad, se sabe que:

$$\rho = \frac{m}{V} \quad (3.1)$$

Y al mismo tiempo:

$$w = mg \quad (3.2)$$

Despejando m de la ecuación 3.1 y reemplazando su valor:

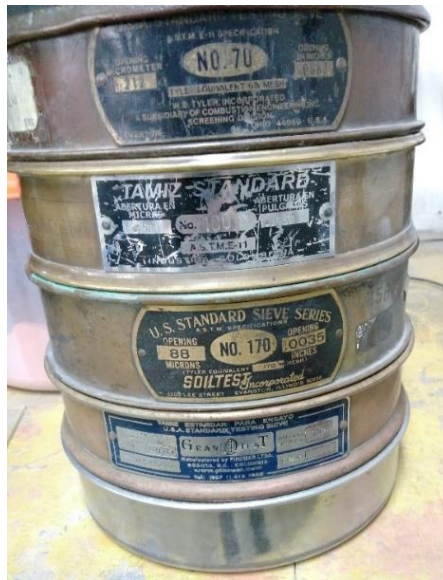
$$\rho = \frac{w}{g \cdot V} \quad (3.3)$$

Sabiendo que 14,15 g equivalen a 0,1388 N, al final se tiene que la densidad es:

$$\rho = \frac{0,1388 \left[\frac{Kg \cdot m}{s^2} \right]}{9,81 \left[\frac{m}{s^2} \right] \cdot 10^{-5} [m^3]} = 1414,9 \left[\frac{Kg}{m^3} \right]$$

Para conocer el tamaño de grano hay que recurrir a la norma ASTM- E11, en donde se hace una prueba de granulometría para obtener un valor promedio de los granos que componen la muestra:

Figura 10. Mallas para la prueba de granulometría.



Se depositan 100 g de mineral sobre la malla 70 (arriba) y se instala la pila de tamices en el clasificador por 30 minutos, el resultado que arrojó la prueba fue:

Tabla 1. Cantidad de muestra en distintos tamaños de grano

Tamiz	Diámetro [mm]	Cantidad de muestra [g]
60	0,25	18,97
70	0,21	12,10
100	0,150	42,25
170	0,088	12,45
200	0,075	12
Total	-	97,77

Con estos datos y con ayuda del concepto de promedio ponderado se calcula el valor medio del tamaño del grano:

$$\bar{d}_p = \frac{\sum_{i=1}^n X_i * W_i}{\sum_{i=1}^n W_i}$$

Reemplazando los valores:

$$\bar{d}_p = \frac{(0,25 * 18,97) + (0,21 * 12,10) + (0,15 * 42,25) + (0,088 * 12,45) + (0,075 * 12)}{97,77}$$

$$\bar{d}_p = 0,159 [mm]$$

Teniendo en cuenta este resultado, el tamaño medio del mineral está muy cercano a la malla 100 (Ver Tabla 9).

3.2. CARACTERIZACIÓN DE LA CANTIDAD DE ORO EN LA MUESTRA.

Para cumplir con el primero de los objetivos propuestos, tener un punto de partida, y luego de conocer el tamaño de grano y la densidad promedio del material del que se dispone, el siguiente paso es conocer la cantidad de oro presente en el mismo, con lo que se completan los datos de referencia, para seleccionar y aplicar una alternativa que se adapte mejor a las características presentes.

Para dar inicio al proceso de caracterización, se debe buscar y tener en cuenta una normativa que nos ofrezca un resultado estándar y aplicable a la mayor cantidad de escenarios posibles.

Bajo las contemplaciones de la normativa ATSM E-400-2, se da inicio a una prueba al fuego, con la que se obtendrán los datos buscados, mediante la realización de los siguientes pasos:

La norma nos solicita material homogéneo, lo más cercano posible a tamaño de grano malla 100 (0,149 mm) por lo que se utiliza un molino de bolas. Para su utilización este debe limpiarse de residuos de la molienda anterior, se introduce una cantidad de bolas que cumpla con alrededor del 45% del volumen total dentro del molino, junto con arena de sílex para una primera ronda de limpieza interna del molino y las bolas, se deja trabajar por 20 minutos y se limpia para introducir la carga de mineral aurífero y dejar trabajando por un periodo de 30 minutos.

Figura 11. Molino de bolas con los residuos del sílex usado para su limpieza.



Cuando el mineral se encuentra homogenizado, se realiza la prueba de granulometría según los parámetros establecidos por la ASTM E-11, para determinar que el tamaño de grano sea el deseado, éste puede variar si el mineral es molido por un periodo de tiempo mayor o menor. Existen molinos de bolas con un recubrimiento cilíndrico interno perforado al tamaño de grano deseado, en esta ocasión no se contó con equipo de este tipo por lo que la realización de este paso se dio de forma experimental y se obtuvo un buen tamaño de grano para después tomar 30 gramos del mineral para llevar a cabo el ensayo al fuego.

Figura 12. Preparación de 30 g de mineral para el ensayo al fuego.



El mineral homogenizado se ubica en bandejas de barro para ser introducidas en el horno de tostación a una temperatura de 750°C durante 3 horas, y oxigenando cada 20 minutos, el material se somete a un proceso que elimina la mayor cantidad de azufre en su composición.

Cabe resaltar que este tipo de pruebas deben ser aplicadas a una cantidad reducida de material, debido a la cantidad de pirita que presenta la muestra, el volumen de azufre que se libera a la atmósfera es considerable.

Figura 13. Tostación y oxigenación de la muestra según la ASTM E-400-2



Luego de la tostación a muerte de la muestra, ésta es mezclada con varios agentes químicos que ayudan en el proceso de aglomeración de los elementos útiles y la separación de la escoria (Ver Tabla 8).

La mezcla se introduce en un crisol cerámico, y este se deposita en el horno de fundición que es calentado a 1050°C hasta que la muestra se funde por completo.

Figura 14. Vertimiento de la mezcla para la separación de la escoria.



El material se enfría a temperatura ambiente, luego se saca del recipiente para ser separado de la escoria, que se aglomera en forma de cristales negros⁴ formados por el cuarzo y la sílice que estaban presentes en la muestra original, dejando un bloque de materiales ferrosos listo para la copelación.

Figura 15. Separación de la escoria del bloque metálico.



Para la copelación, el pequeño bloque se deposita en un cilindro de magnesita que se llama copela, luego de que se introduzca en el horno a 950°C, ésta se encargará de absorber el plomo que no se volatilice, para dejar una pepita compuesta por plata y oro llamada Dore.

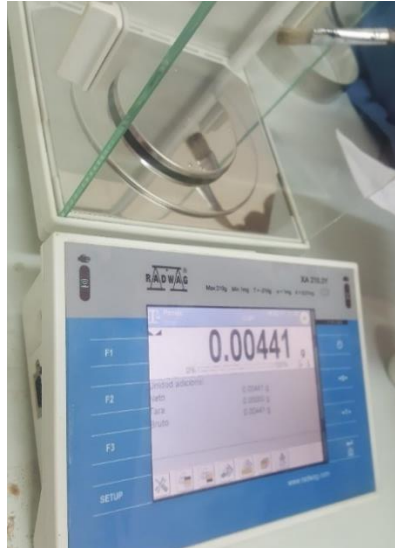
Figura 16. Copela con la pepita de plata y oro.



⁴ El color puede variar con la composición del suelo

Luego de la copelación, el dore se extrae y se aplana, para ser depositado en un pequeño crisol de cerámica y llevado a la micro-balanza de precisión.

Figura 17. Peso de la pepita de Dore.



La norma establece que el dore debe ser atacado con una solución de ácido nítrico en 3 tandas, a 150°C y con una concentración cada vez mayor para corroer la plata. El ácido debe lavarse entre tandas, con agua destilada.

Figura 18. Ataque químico al dore.



El ataque químico deja en el crisol oro puro, se lava con más agua destilada y se seca en la plancha a 150°C para pasar nuevamente por la micro balanza en donde el peso de oro se dará por 30 g de muestra y se usa regla de tres para hacer la conversión a gramos de oro por tonelada de muestra.

Figura 19. Peso de oro puro para 30 g de muestra.



Los cálculos arrojan que 0,00441g de oro y plata en la muestra, equivalen a 147 g de oro y plata por tonelada de mineral y 0,00039 g de oro por 30 g de mineral, equivalen a 13 g de oro por tonelada.

Para asegurar la obtención de un valor de concentración consistente, se hacen varias pruebas a la muestra original homogenizada, una por cada saco de mineral. Los valores arrojados en el pesaje de los dore fue 0,00419 g y 0,00451 g, el peso de oro es de 0,00035 g y 0,00036 g respectivamente.

Se obtiene una concentración promedio de 0,00438 g de dore, que equivale a 146 gramos de oro y plata por tonelada de mineral, el oro puro arroja un peso de 0,00037 g significando 12,22 gramos de oro por tonelada de material, lo que se convierte en la cifra a batir mediante el diseño y selección del proceso de separación.

4. PROCESO DEL DISEÑO

4.1. IDENTIFICACION DE LA NECESIDAD.

Se recibió una cantidad de mineral considerado desecho del proceso de minería artesanal, este presentó niveles de humedad elevados por lo cual se aglomeró en terrones de tamaño considerable (del orden de 4-6 cm). Se hace necesario homogeneizar en molino de bolas para la aplicación del proceso.

Luego de ser tratado con el molino, se obtiene un material de grano muy fino, en algunos aspectos similar al talco, mezclado con arena más gruesa, algo pegajosa al tacto y de color verdoso que, al observar detalladamente, presenta puntos de brillo dorado, se asume que son los residuos de pirita.

Se considera al tamaño del grano y la densidad de cada uno de los componentes relevantes de la muestra, como puntos críticos en la selección del proceso a utilizar. Dicho procedimiento debe realizar la separación de la mayor cantidad posible de material considerado inservible, con el objeto de presentar un concentrado, con una mayor cantidad de oro por tonelada que el material original (más de 12,22 gramos de oro por tonelada).

La necesidad de un proceso físico mecánico radica en la localización del oro, pues este está incluido en los granos de pirita, de esta forma, se busca aumentar la concentración de pirita para poder extraer el oro mediante otro método, básicamente, separarla de la arena y así reducir la cantidad de contaminantes liberados a la atmósfera mediante algún proceso químico posterior, debido a la cantidad de desecho que se dejaría de manipular.

4.2. DISEÑO CONCEPTUAL.

Para concentrar la cantidad de oro en el mineral, debe hacerse énfasis en la separación de los elementos que lo componen y desechar los no deseados. Los posibles métodos de separación, se pueden clasificar en dos grandes grupos:

- **Métodos de separación con reacción química:** Son aquellos que, mediante los cambios en las propiedades del material, facilitan la distinción de las fases que lo componen, los cambios pueden realizarse mediante la adición de agentes químicos o la aplicación de energía en forma de calor. El ejemplo más claro que se tiene se vio cuando se realizó la tostación del material al inicio de su caracterización; el calor añadido dio lugar a una reacción de óxido-reducción en donde las partículas de pirita, liberaron el azufre contenido en ellas, presentando un cambio evidente en la apariencia del material después de separar el azufre. Este tipo de procedimientos queda descartado, pues los objetivos indican que el proceso debe llevarse a cabo por el método físico-mecánico.
- **Métodos de separación sin reacción química:** Aprovechan las propiedades físicas de los materiales, tales como la densidad o el tamaño de grano, para obtener resultados deseados, ya sea para quitar componentes densos que no se deseen, o granos muy grandes los cuales tienen una composición que no es útil para los propósitos dados. La principal característica de estos métodos, es mantener intacta la composición de los elementos.

4.2.1. Métodos de separación de sólidos particulados: Para la separación de mezclas en el ámbito de la minería artesanal, se usan distintos métodos explotando diversos conceptos, a continuación, se enuncian algunos de los más utilizados y otros de tipo experimental. El objetivo es realizar un análisis y tomar en consideración algunas características de funcionamiento para la etapa de selección e implementarla a las características del material, en una nueva especificación.

4.2.1.1. Separación con bateas para oro: En las pequeñas explotaciones mineras la separación por medio de bateas es de gran importancia pudiéndose utilizar tanto en la minería aurífera aluvial como en la minería primaria, este método de separación ofrece un alta selectividad de tal forma que en varias minas pequeñas y artesanales no utilizan ningún otro procedimiento para la concentración de mineral siendo este método único e irremplazable en todas las fases de la pequeña explotación como el reconocimiento, la exploración y en la preparación de la producción. Una batea para oro es un aparato simple, generalmente circular, con un corte transversal en forma triangular o trapezoidal.

Figura 20. Batea para oro.



Fuente: Museo del oro - Banco de la República

4.2.1.2. Las canaletas: La concentración con canaletas es un método altamente utilizado en las pequeñas operaciones de minería aurífera aluvial y en la concentración de mineral primario molido, estos dispositivos generalmente consisten de un canal a través del cual fluye la pulpa y de varios materiales (trampas) para la captura de minerales pesados, los cuales se hunden hasta el fondo, mientras el agua saca sólidos livianos. Sus principales ventajas son: bajo costo, gran capacidad de procesamiento, fácil operación, alto grado de concentración.

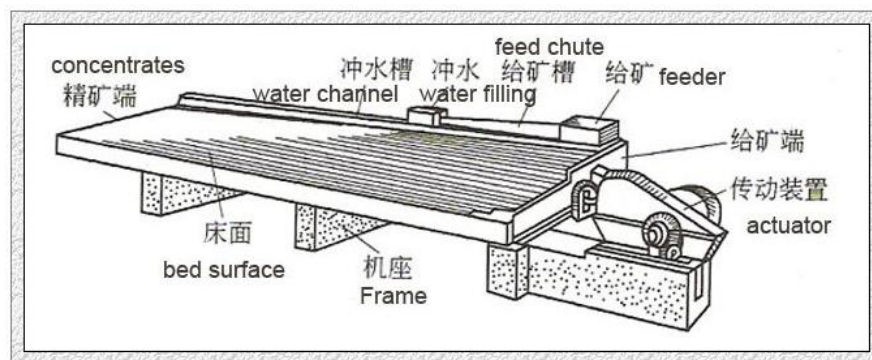
Figura 21. Canaletas para la concentración de oro.



Fuente: Universidad Nacional de Medellín, Geoquímica, Concentrados de arenas negras

4.2.1.3. Mesas concentradoras: Son dispositivos de concentración gravimétricas con flujo laminar sobre una superficie inclinada. En estos dispositivos se presenta principalmente movimiento longitudinal vibratorio gracias al cual, las partículas de mineral se diferencian formando bandas de abanico (cejas), según su peso específico y la granulometría. Existen otros tipos de mesas como la de bandas, mesas basculantes y mesas de paño sin fin, pero éstas son raramente utilizadas en la pequeña minería.

Figura 22. Mesa Concentradora.



Fuente: Alibaba, Gelin Machinery

4.2.1.4. Separación por tamizado: El tamizado es un método de separación física en el cual una mezcla que contiene partículas de tamaños diferentes puede ser separada en dos o más fracciones, cada una de las cuales estará formada por partículas de tamaño más uniforme que la mezcla original. Este procedimiento se realiza depositando el material o mezcla sobre una superficie porosa o provista de agujeros del tamaño de grano deseado, para luego mediante un movimiento ondulatorio o de vibración hacer pasar los granos de la mezcla a través de la malla, la cual puede estar formada por barras fijas o en movimiento, por placas metálicas perforadas, o por tejidos de hilos metálicos.

Figura 23. Tamices para filtración.



Fuente: Pinzuar LTDA.

4.2.1.5. Separación magnética: En los yacimientos aluviales o yacimientos de oro se puede aplicar la separación magnética de una parte de la arena negra o algunos óxidos de hierro restantes. Los magnetos (imanes) fuertes y permanentes, como aquellos utilizados en altoparlantes, funcionan bien con magnetita. Estos imanes se colocan en un recipiente plástico o de cartón. Luego se pasa éste por encima de las partículas a separar. Así las partículas magnéticas son atraídas a la pared exterior del recipiente. Entonces el material magnético es llevado a otro recipiente diferente

donde se retira el imán del recipiente, y las partículas recolectadas caen. Repetir este procedimiento varias veces puede mejorar significativamente la eficiencia de la separación magnética. Si todos los minerales acompañantes son altamente magnéticos (p.ej. magnetita), se puede conseguir sin necesidad de amalgamación un alto grado de concentrado de oro, el cual se puede vender o fundir directamente.

Figura 24. Separación de oro y materiales ferrosos.



Fuente: Conociendo Mezclas y Soluciones. Elena Gómez. 21 de marzo de 2011.

Existen también separadores magnéticos de alta intensidad, con los cuales se puede también separar ilmenita, hematita, granates, turmalina, etc. del oro. Estos aparatos no son baratos, y pueden ser aplicados en minas más grandes.

El desarrollo de nuevos imanes de alta intensidad (de tierras raras) y relativamente de bajo costo, resultará posiblemente en pocos años, en la construcción de separadores baratos altamente efectivos que pueden también ser difundidos en la pequeña minería (Wotruba Et. al. 2000).

4.2.1.6. Separación por soplado: Es una práctica común en pequeña minería que cuando los concentrados gravimétricos son una pequeña porción de material este es dejado secar y luego los mineros separan el oro de los restos de minerales

livianos soplando cuidadosamente. Dependiendo de la experiencia del operador, este método funciona también con oro bastante fino. Esta técnica tiene la limitante de que la capacidad de procesamiento es mínima si es aplicada de esa forma, pero este proceso se puede adaptar para que tenga una capacidad mayor utilizando un compresor y un sistema direccionamiento de las partículas expulsadas por el aire para hacer una mejor separación.

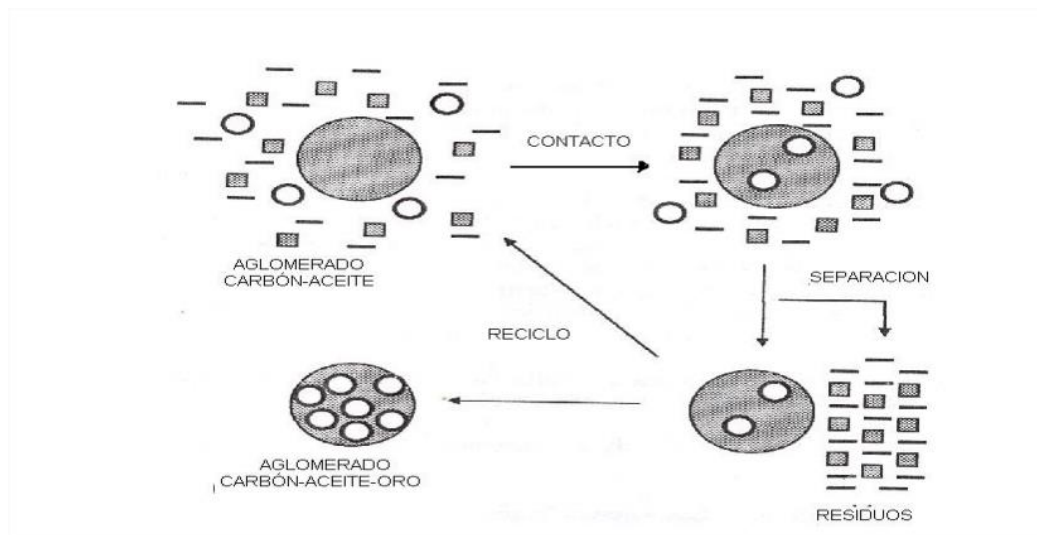
4.2.1.7. Separación por Trituración selectiva: En las pequeñas minas se utiliza un método para purificar el concentrado aprovechando la maleabilidad del oro. Los concentrados son tamizados para clasificarlos por tamaños luego cada tamaño de partícula es trabajado por separado con un martillo. Los golpes forjan las partículas de oro en láminas de un tamaño más grande, mientras que las otras partículas se rompen en pedazos más pequeños debido a su naturaleza quebradiza. Para finalizar se vuelve a pasar el material por los mismos tamices y esto separa selectivamente el oro del concentrado pulverizado.

4.2.1.8. Separación por Selección balística: Para este proceso se aprovecha la dureza o maleabilidad del mineral características que determinan que tanto rebota una partícula de este cuando choca con una superficie. Una partícula dura que choca contra una pared resistente rebota más lejos que una partícula blanda. Este principio se puede utilizar para la separación del oro que es relativamente blando, de otros minerales o metales. En la pequeña minería separan los minerales de platino y el oro al poner el concentrado en una lámina esmaltada y golpeando ésta con el dedo. Al inclinar la lámina levemente, los minerales de platino, debido a que son más duros que el oro, saltan más alto en la lámina, y bajan lentamente a lo largo de la misma, separándose de esta manera del oro.

4.2.1.9. Separación por Aglomeración carbón-oro: La aglomeración carbón-oro es un proceso, que utiliza la característica de la superficie de las partículas de oro

natural, de ser hidrófobo y oleófilo (en estado limpio). Su superficie por esto se puede cubrir fácilmente con una capa de aceite (p. ej. diesel) y aglomerarlo con otro material oleófilo, en este caso carbón, para luego separar ambos de los otros minerales por flotación. Para aumentar la hidrofobia de la superficie del oro, se utiliza colectores de flotación (xanthatos). El proceso, desarrollado por BP de Gran Bretaña, requiere operadores experimentados y todavía no se ha podido difundir en la pequeña minería (Wotruba Et. Al. 2000).

Figura 25. Aglomeración de oro con Carbón activo y aceite.



Fuente: ATEHORTUA, Alba, GAVIRIA, Ana Cecilia. Recuperación de oro libre mediante su aglomeración con un agregado carbón aceite. Instituto de Minerales CIMEX, Facultad de minas, Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín p40.

4.2.1.10. Separación por Proceso oro-parafina: El proceso de oro-parafina es más reciente y es similar a la aglomeración oro-carbón. Aquí también se utiliza la hidrofobia de la superficie del oro, reforzado por colectores de flotación, para combinarlo con parafina y luego separarlo de los otros minerales. Este proceso requiere de investigaciones para ser optimizado y aplicable en la industria.

4.2.2. Selección del método de separación: Para seleccionar un método de separación deben estar muy claras las pretensiones que se tengan con la implementación del proceso, el cual debe ser:

- **De bajo costo:** El entorno artesanal ofrece productos que si bien, no se dan en volúmenes grandes, gran parte de su labor es de tipo manual por lo que el coste de la extracción debe mantenerse bajo.
- **Rápido:** Para procesar más cantidad de material en un intervalo de tiempo
- **Pérdida de mineral:** Una consecuencia inherente a la baja tecnificación del proceso, por lo que perder o desechar mineral valioso no es conveniente.
- **Versátil:** Al ser una labor de campo, el proceso y el equipo deben estar adaptados a condiciones cambiantes de trabajo.
- **Fácil de operar:** Muchas veces los mineros no tienen suficiente preparación técnica en el área, por lo que un equipo complicado es un lastre al avance de la operación.
- **Durable:** Que se adapte a las condiciones difíciles de trabajar en campo pues no es conveniente sufrir daños repentinos al estar alejado.
- **Fácil montaje y desmontaje:** En muchas ocasiones la minería es una labor que se mueve para encontrar nuevos yacimientos, esta característica también facilitaría su limpieza.
- **Seguro:** Aunque la minería artesanal es una labor insegura, no hay razón para que las mejoras traigan consigo riesgos a la seguridad de los trabajadores.
- **Eficiente:** En ocasiones, el trabajo se realiza en sitios apartados, donde la red eléctrica no llega y se precisa un generador por lo que el consumo energético se traduce en menor consumo de combustible. Al organizar estos requerimientos en categorías tenemos como los del tipo constructivo:

- Bajo costo
- Durabilidad

Y del tipo operacional tenemos:

- Seguridad
- Eficiencia energética
- Fácil montaje y desmontaje

Ya con los criterios establecidos, se realiza una evaluación para determinar la criticidad de los mismos como aporte a la implementación de los distintos tipos de proceso de los que se cree, son factibles para su aplicación en el objetivo propuesto.

Se realiza el despliegue de la función calidad (QFD) para evaluar y ponderar los criterios a tener en cuenta para la implementación del proceso (Ver: Tabla 2), esta arrojó que los aspectos críticos para la selección del proceso, en orden descendente son:

- Bajo costo.
- Baja pérdida de mineral.
- Rapidez en la operación.
- Facilidad de manejo.
- Versatilidad.

Después de tener los factores críticos, estos deben ser aplicados a cada grupo de procesos entre los que están:

- **Procesos de absorción:** Mediante el uso de las propiedades químicas de los elementos, se genera absorción de los componentes sobre los que se tiene algún interés para desechar el resto, entre estos procesos están la absorción por Carbón-oro y el proceso Oro-parafina.
- **Procesos de soplado:** El propósito es realizar, mediante el uso de aire, una separación de las partículas más finas o más livianas, dejando, de esta manera, los minerales más densos entre los que está la pirita e incluida en ella, el oro. Entre este grupo están los procesos como el soplado en sí mismo, el transporte neumático de las partículas y la fluidización.
- **Procesos de tipo magnético:** Mediante la fuerza del campo magnético de un imán o un electroimán, realizar una separación de elementos de tipo ferroso y descartarlos con la confianza de saber que ni la pirita ni el oro, son magnéticos.
- **Procesos de trituración:** Teniendo en cuenta que el oro se encuentra en inclusiones, la realización de este tipo de procesos es una ayuda para su extracción y separación de los elementos de desecho, mediante trituración selectiva.
- **Procesos de selección:** Los que separan los distintos componentes del mineral en función de sus características físicas, como el tamaño de grano o la dureza, son procesos más simples y efectivos en ciertas circunstancias, como la selección balística, el tamizado y el bateo de oro.

A estos cinco grandes grupos de procesos, se les evalúa para conocer su desempeño en los aspectos anteriormente seleccionados y a partir de ese punto, solo queda encontrar la forma de aplicarlos al material que se tiene, adaptándolos a sus características principales y explotando sus ventajas.

Tabla 3. Evaluación del tipo de proceso por los criterios más relevantes.

	Criterio	Valor	Absorción		Soplado		Magnético		Trituración		Selección	
1	Rentabilidad	20%	2	0,4	4,5	0,9	4	0,8	3,5	0,7	3,5	0,7
2	Calidad	20%	3,5	0,7	4	0,8	3,5	0,7	2	0,4	3	0,6
3	Operatividad	15%	1,5	0,225	4	0,6	3,5	0,525	2	0,3	3,5	0,525
4	Confiabilidad	25%	2	0,5	3	0,75	4	1	3	0,75	2	0,5
5	Versatilidad	20%	2,5	0,5	3,5	0,7	2	0,4	3	0,6	1,5	0,3
			2,325		3,75		3,425		2,75		2,625	
	TOTAL		47%		75%		69%		55%		53%	

La consideración hecha en la Tabla 3, indica que las alternativas más convenientes son el soplado y la selección magnética; teniendo en cuenta que su actuar es independiente entre sí, se decidió hacer una combinación de ambos procesos teniendo en cuenta que la separación por magnetismo no afectará el funcionamiento del proceso de soplado que se implemente.

Existe una amplia gama de procesos de soplado aplicables, la necesidad establecida indica que se debe perder arena, teniendo en cuenta que los minerales presentes, considerados importantes, son a su vez, los más densos, se precisa implementar un proceso que clasifique los componentes aprovechando esta característica y que al mismo tiempo actúe como transporte neumático para los elementos presentes más livianos.

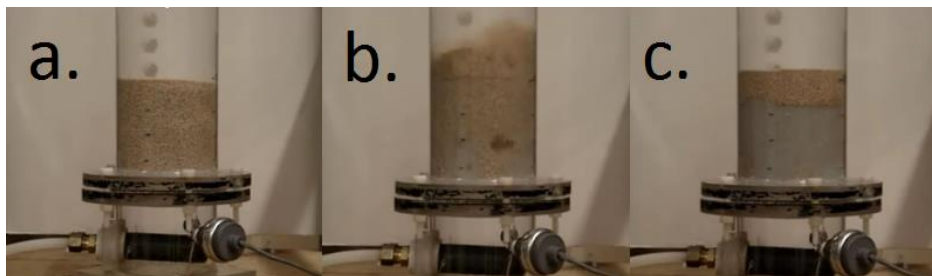
Buscando estos resultados, el fenómeno que hace posible este comportamiento es la fluidización, que consiste en hacer que un sólido en partículas se comporte como un líquido cuando se le bombea un fluido (gas o líquido).

Debido a la variación en los tamaños de grano presentes en el mineral, es teóricamente posible llevar a cabo todos los escenarios anteriormente mencionados con este método.

4.3. APLICACIÓN DEL CONCEPTO SELECCIONADO

La fluidización es un método experimental, que actualmente se usa para mejorar la eficiencia en la combustión del carbón para la industria energética, en donde, experimentos pasados a esta aplicación, arrojaron excelentes resultados en la separación de sólidos particulados. En este campo, se usaría a modo de transporte neumático y clasificador por densidades, de esta manera, el aire que se bombea se encarga de arrastrar las partículas livianas superficiales llevándolas a un recipiente de descarte, con un movimiento constante para que el proceso se dé a la totalidad del material.

Figura 26. Lecho fluidizado: a) Estado inicial. b) En operación c) Separado



Fuente: Material Separating in a Fluidized Bed – ISU MultiphaseFlowLab.

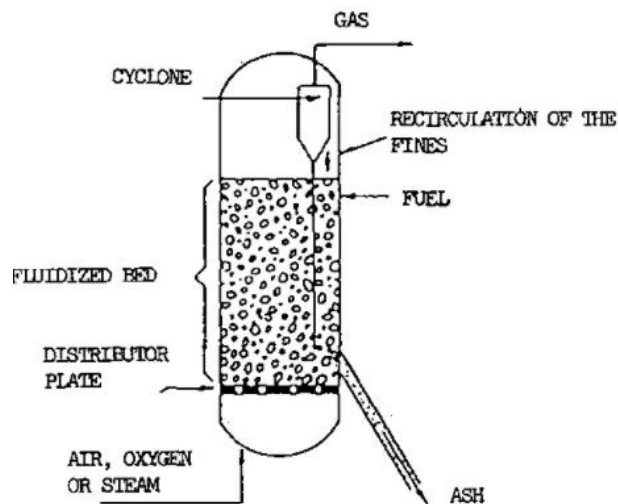
4.3.1. Ventajas.

- Clasificación por densidad, la mayoría de los principios aplicados a los líquidos funcionan en el régimen de lecho fluidizado, como la decantación, ofreciendo separación por densidades.
- Ideal para materiales muy finos; a mayor área de contacto entre la fase sólida y el fluido, mayor es la efectividad de la operación.
- Se puede fluidizar con gran cantidad de gases y líquidos.
- Posibilidad de fluidizar sólidos con agua, aire u otros gases sin presentar reacción química, entregando material clasificado con la misma composición de entrada.
- El fluido alcanza toda la superficie de partículas sólidas, por lo que no habrá

material sin clasificar.

- Mínima variación de temperatura dentro del lecho, lo que permite que no se pierda mucho calor si hay reacción química, o que no haya generación, si el lecho no presenta cambio químico alguno.
- De gran utilidad en el uso de catalizadores, ofreciendo la capacidad de recirculación de forma continua.
- Si se fluidiza con aire, el único costo a pagar es la operación del sistema de bombeo, costos de operación y de construcción.

Figura 27. Lecho fluidizado en regenerador para mejorar de la combustión.



Fuente: Fluidized bed gasifier – www.fao.org.

- Posibilidad de introducir baffles, láminas de contracorriente, imanes o electroimanes, lo que me permite realizar al mismo tiempo una separación magnética.

4.3.2. Desventajas.

- Pérdida de fluidos, en el caso de que se fluidice con agua.
- Presencia de pérdidas por frotamiento y arrastre en el uso de catalizadores.
- Requiere una cantidad de potencia proporcional a la caída de presión en el lecho, poco útil en presencia de partículas grandes o rocas.

4.3.3. Cálculo de los criterios de fluidización del material: Con las ecuaciones descritas en el anexo C como referencia, y con las características del material halladas anteriormente, es posible calcular la velocidad del aire que se debe bombear para que el mineral se comporte como un fluido y permitir que la densidad de los distintos componentes haga su labor.

Los valores de densidad y tamaño de grano son promedio, lo que permite tener varios comportamientos en un mismo escenario; si se fluidiza el material, teniendo en cuenta los valores medios, quiere decir que los criterios del lecho fluidizado estarán sobredimensionados para los materiales de baja densidad, lo que se traduce en un posible transporte neumático y/o la ubicación de estos en la parte alta del lecho, los componentes densos, vencerán la fuerza del impulso del aire, lo que se espera, les permita reposar en la parte baja del lecho.

Los componentes cuyo valor de densidad se encuentra en la media dada, actuarán en armonía con el aire que se bombea, por lo que se fluidizarán, dando paso a que los materiales densos vayan al fondo del lecho y los materiales de baja densidad, sean llevados a la parte alta o incluso fuera del lecho al recipiente de recolección.

Para calcular los criterios de fluidización se necesitan los datos del material que compone el lecho y dependiendo de los datos que se conozcan, se recurre a la teoría o a las aproximaciones experimentales existentes en la referencia dada (Ver anexo C)

- Densidad (ρ_s): 1414,9 [kg/m³]
- Diámetro de la partícula (d_p): 0,159 [mm]
- Diámetro del lecho (D): 8,3 [cm]
- Altura del lecho (H): 10 [cm]
- Esfericidad (ϕ): 0,7
- Porosidad (ϵ): Desconocida

No se conoce el valor de la porosidad que tiene el material, hay que acudir partiendo de la ecuación 12 (Ver anexo C) y para hallar la velocidad mínima de fluidización,

se tiene que:

$$K_1 Re_{p,mf}^2 + K_2 Re_{p,mf} = Ar$$

Según las aproximaciones de Grace (Ver: Tabla 11):

$$\frac{1}{K_1} = 0,0408$$

$$\frac{K_2}{2K_1} = 27,2$$

Se tiene que el Reynolds en esas condiciones está dado por:

$$Re = \frac{d_p U_{mf} \rho_g}{\mu}$$

Y el número de Arquímedes:

$$Ar = \frac{d_p^3 \rho_g (\rho_s - \rho_g) g}{\mu^2}$$

Se tiene que μ es el valor de la viscosidad dinámica del medio de fluidización en donde, por medio de la herramienta del EES se tiene que, a una temperatura ambiente T_{amb} de 25°C:

$$\mu = \text{viscosity}(\text{Air}; T = T_{amb})$$

$$\mu = 1,849 \times 10^{-5} \left[\frac{Kg}{m * s} \right]$$

La densidad del medio de fluidización (ρ_g), a presión atmosférica en Bucaramanga (90,65 Kpa) es:

$$\rho_g = \text{density}(\text{Air}; T = T_{amb}; P = P_{atm})$$

$$\rho_g = 1,059 \left[\frac{kg}{m^3} \right]$$

Con estos valores del EES, Los números de Reynolds y Arquímedes son:

$$Re = 0,1293$$

$$Ar = 182,8$$

Nótese que el número de Reynolds es menor a 20, entonces, según las indicaciones de la ecuación 14 en el Anexo C, se está trabajando con partículas pequeñas, en este caso, la matemática del proceso, concuerda con lo que se tiene.

Reemplazando las ecuaciones de los números de Reynolds y Arquímedes en la ecuación 3.12, reemplazando los valores conocidos, resulta:

$$24,51 \left(\frac{0,159 * 10^{-3} * U_{mf} * 1,059}{1,840 * 10^{-5}} \right)^2 + 1652 \left(\frac{0,159 * 10^{-3} * U_{mf} * 1,059}{1,840 * 10^{-5}} \right) = 172,8$$

Y despejando, se tiene que:

$$U_{mf} = 0,01419 \left[\frac{m}{s} \right]$$

$$U_{mf} = 1,419 \left[\frac{cm}{s} \right]$$

Nótese que la velocidad de mínima fluidización arroja un valor muy pequeño, pues no debe presentar turbulencia alguna, se percibe un ligero aumento en la altura del lecho, por lo que se presentará un nuevo valor de volumen del mismo, dicho valor permite conocer la porosidad mínima de fluidización. Además, es un valor sensato cuando se tienen partículas muy pequeñas, según la teoría.

Teniendo en cuenta los conceptos con los que se creó la ecuación 8, se tiene:

$$(Caída\ de\ presión)(Área) = (Volumen\ lecho)(Porosidad)(Peso\ específico)$$

$$\Delta P_{lecho} * A_{transv} = A_{transv} * L_{mf} * (1 - \varepsilon_{mf}) [(\rho_s - \rho_g) * g]$$

Se necesita el valor de la longitud en estado de mínima fluidización para conocer la porosidad del lecho. Se sabe que la presión que genera el lecho es igual a la fuerza que el material tiene (peso) sobre el área en la que reposa, cabe resaltar que la parte superior del lecho es empujada hacia abajo por la presión atmosférica.

Para conocer el valor de la porosidad en el estado de mínima fluidización, se necesitan los volúmenes de lecho fijo y del lecho bombeando aire a la velocidad

U_{mf} :

$$V_{lf} = \pi * \left(\frac{D^2}{4}\right) * L$$

$$V_{lf} = 0,001623 [m^3]$$

El volumen en estado de mínima fluidización se obtiene midiendo la altura en este estado, por lo que se tiene una altura de 12.2 cm. El volumen en estado de mínima fluidización es:

$$V_{mf} = \pi * \left(\frac{D^2}{4}\right) * L_{mf}$$

$$V_{mf} = 0,00198 [m^3]$$

La porosidad, es la relación de cantidad de sólido por volumen total, entonces, si se restan los volúmenes se tendrá la cantidad de aire en ese instante de mínima fluidización:

$$V_h = V_{mf} - V_{lf}$$

$$V_h = 0,00036 [m^3]$$

Según los parámetros de las ecuaciones 4 y 5, el valor de la porosidad se da por:

$$V_{lf} = V_{mf} * (1 - e)$$

$$e = 0,1803$$

$$\varepsilon = 1 - e$$

$$\varepsilon = 0,8197$$

Lo que significa que, en el estado de mínima fluidización, el lecho es aproximadamente 82% sólido.

Para hallar la caída de presión, hay que recurrir al concepto básico en donde:

$$Presión = \frac{Fuerza}{Área}$$

Sabiendo que la fuerza del lecho es el peso de 10 cm de altura de material del lecho

(para los cálculos) y el área transversal es conocida, se tiene que:

$$\Delta P = \frac{0,661 [Kgf]}{0,00541 [m^2]} * \frac{9,806 [N]}{1 [Kgf]}$$

$$\Delta P = \frac{6,481 [N]}{0,00541 [m^2]}$$

$$\Delta P = 1,198 [KPa]$$

Figura 28. Pesaje de la columna de material de 10 cm.



Con todos los datos anteriormente conocidos y la caída de presión en el lecho fijo, la ecuación de Ergun (ecuación 1), indica la velocidad del aire en la superficie del lecho:

$$\frac{\Delta P}{L} = 150 * \frac{(1 - \varepsilon)^2}{\varepsilon^3} * \frac{\mu * U_o}{(\varphi * d_p)^2} + 1,75 * \frac{1 - \varepsilon}{\varepsilon^3} * \frac{\rho_g * U_o^2}{\varphi * d_p}$$

En donde al despejar se conoce que:

$$U_o = 0,86 \left[\frac{cm}{s} \right]$$

Según la teoría de la clasificación de partículas de Geldart, se tiene que, el material a fluidizar, está compuesto por partículas del tipo B, por su pequeño tamaño de grano y ser en su mayoría arena.

La relación en la caída de presión, tomará el valor recomendado que es entre 0,4 y 0,5, por lo que:

$$r_p = 0,45$$

Y teniendo en cuenta que:

$$r_p = \frac{\Delta P_{distr}}{\Delta P_{lecho}}$$

$$\Delta P_{distr} = 0,45 * 1,198$$

$$\Delta P_{distr} = 0,54 [KPa]$$

El caudal necesario para mantener la mínima fluidización es:

$$U_{mf} = \frac{Q_{mf}}{A_{agujeros\ distribuidor}}$$

$$1,419 \left[\frac{cm}{s} \right] = \frac{Q_{mf}}{133 * \pi * \frac{0,1^2}{4} [cm^2]} = 1,49 \left[\frac{cm^3}{s} \right]$$

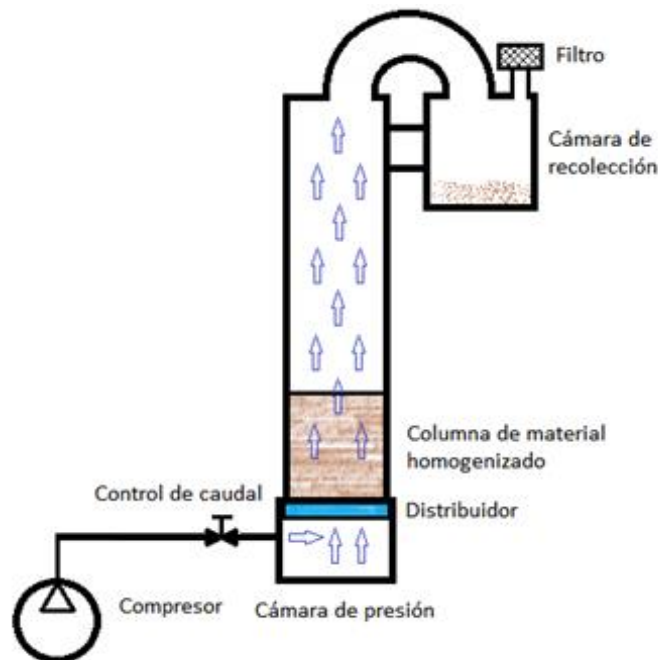
Lo que quiere decir que el compresor debe enviar un caudal de aire de 1,49 [cm³/s] a 92,4 [KPa] (0,54 KPa de la caída de presión del distribuidor, más 1,198 KPa de la caída de presión del lecho, más 90,65 KPa de la presión atmosférica de Bucaramanga) y a una velocidad de 1,42 [cm/s] para entrar en estado de mínima fluidización, más allá de eso, los valores son permisibles siempre y cuando no transporte la totalidad de las partículas presentes en el lecho. Se recomienda tomar un valor más alto para vencer las pérdidas de la columna tubular del reactor de lecho fluidizado y vencer las pérdidas que en este caso, son menores. Los orificios se distribuirán triangularmente debido al área circular con la que se cuenta, lo que podría maximizar el número de orificios en el área disponible.

5. PROTOTIPO DE CLASIFICADOR POR LECHO FLUIDIZADO

Para llevar a cabo el fenómeno de lecho fluidizado, se debe tener una columna hueca, en este caso, de un material traslúcido para evidenciar el actuar del proceso, con una división inferior que sirva como cámara de presión, en donde se ubique el distribuidor, al igual que con los reactores de lecho fluidizado, se necesita una cámara en la parte superior, pero esta no será para recolectar ceniza de un proceso de combustión sino para la recolección del material de desecho, las partículas livianas, ésta tampoco contará con un conducto de recirculación pues su propósito original es proporcionar una cantidad de ceniza a la reacción química que no se llevará a cabo.

El esquema del proceso se dibujó de tal forma que se asemeja al comportamiento predicho, tomado también como punto de partida para elaborar una lista de componentes necesarios.

Figura 29. Esquema del clasificador de lecho fluidizado.



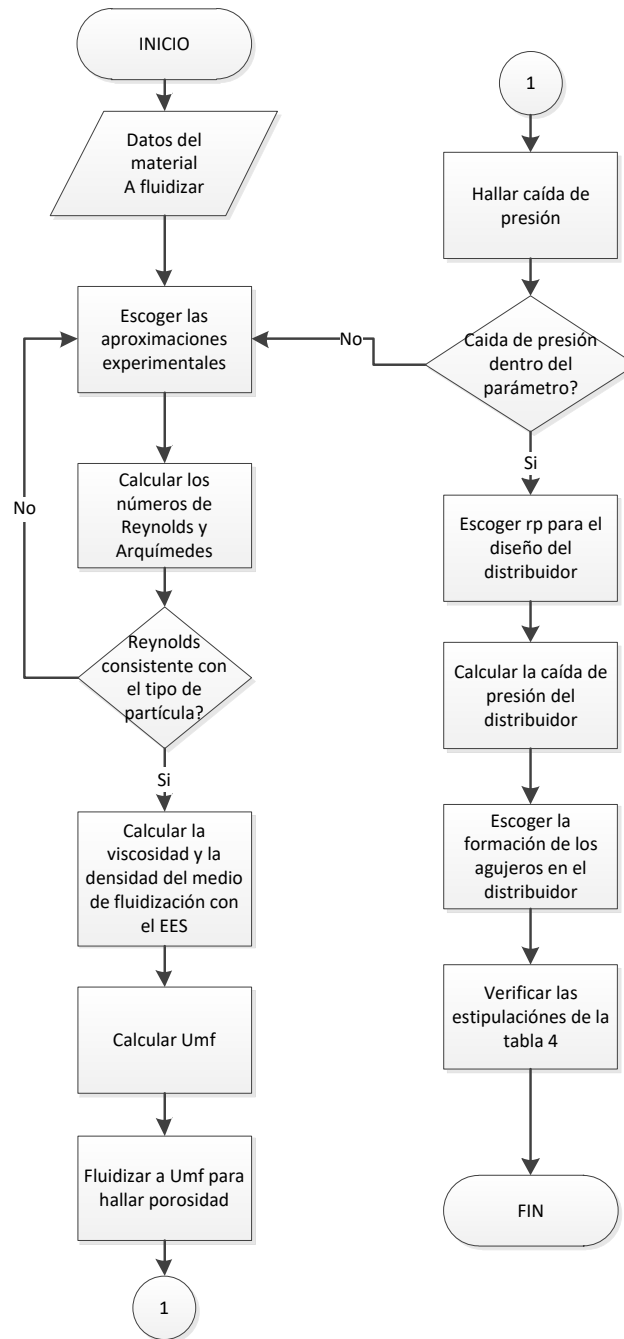
Para que se lleve a cabo un comportamiento idóneo, se deben tener en cuenta ciertas consideraciones experimentales que deben ser comparadas con el material que se tiene, el resultado arrojó la siguiente tabla:

Tabla 4. Consideraciones del material para el experimento.

Aspecto	Consideración	Realidad del material	Referencias
Diámetro de partícula	Entre 0,1 y 10 mm	Cercano a malla 100 (0,155 mm de diámetro promedio), las partículas más pequeñas presentarán transporte neumático.	Hsu y Liang-Tseng, Patente CA1202577A
Velocidad de fluidización	De 1,2 a 6 veces el valor de U_{mf} .	El valor puede oscilar entre 1,7 y 8,5 cm/s.	Hsu y Liang-Tseng, Patente CA1202577A
Diámetro en el distribuidor	Menor al diámetro de partícula.	Se usa distribuidor de dos niveles para evitar la presencia de sólidos en la cámara de presión.	Hsu y Liang-Tseng, Patente CA1202577A
Clasificación de partícula	Según Clasificación de Geldart.	Se tienen partículas de arena, grano fino, consideradas tipo B.	Kunii & Levenspiel (1991)
Altura de lecho	Depende de varios factores, para lechos anchos va de 0,3 a 15 m.	Se cuenta con tubería delgada, se ajusta la altura del lecho para cumplir con la relación altura-diámetro.	Kunii & Levenspiel (1991)
Relación Altura-Diámetro	L/D debe estar entre 2 y 5.	La altura del lecho en la prueba fue de 30cm así que, $30/7,3=4,1$; por lo tanto, el valor se ajusta a la estipulación.	Hsu y Liang-Tseng, Patente CA1202577A
Caída de presión del lecho y el distribuidor	Entre 0,5 y 20 KPa.	El valor se encuentra en 1,7 KPa para vencer la resistencia del distribuidor y del lecho.	Kunii & Levenspiel (1991)

5.1. ALGORITMO DEL DISEÑO

Figura 30. Diagrama de flujo del cálculo de parámetros.



Conociendo lo que se debe hacer al material, el cálculo de los factores críticos en el diseño resulta ser muy básico, pues la complejidad en el desarrollo de los dispositivos de lecho fluidizado, reside en el arrastre de la variedad de elementos

en los que interviene la reacción química que se da en su interior; como las propiedades químicas del material a tratar no se modifican, el diseño se ve limitado a la física del fenómeno y como se mencionó con anterioridad: El cálculo destinado al valor medio de tamaño y densidad de partícula, causa un fenómeno que resulta en transporte neumático para elementos menos densos debido al sobredimensionamiento, al mismo tiempo que permite el traslado de los componentes más densos a la parte inferior del lecho y permite su separación de los demás componentes⁵.

5.2. CONSTRUCCIÓN DEL PROTOTIPO.

Para la construcción del prototipo, es necesario tener las piezas requeridas, el diseño requiere de:

- **Un compresor:** Encargado de bombear el aire para que se realice la fluidización, existen ciertos requerimientos para que este funcione en un lecho, tales como el área transversal y el tamaño de los agujeros en el distribuidor. Sin embargo, puede sobredimensionarse y hacer una regulación con una válvula en el caso de que se tenga un tanque de almacenamiento de aire, o un bypass si el sistema de compresión es de acción directa y sin almacenamiento.
- **Tubería:** La tubería es el cuerpo del reactor, debido a que no estará presurizada, ni se llevará a cabo reacción química alguna que genere calor, no se necesitan materiales especiales, como se construirá un prototipo, esta debe permitir la visualización del proceso y puede ser de acrílico, vidrio u otro material traslúcido.
- **Un tubo en U o dos codos:** Cuyo propósito es dirigir el flujo de aire que sale del lecho al recipiente de recolección de material liviano, ubicado al otro extremo del tubo principal.

⁵ La separación de los componentes de menor densidad como la arena, suelen estar libres de pirita, dejando en el lecho un material enriquecido comparado con la muestra original.

- **Un recipiente:** conectado al tubo en U, también transparente para cumplir con la función de ilustrar el funcionamiento del proceso, en el que se recolecte el material liviano, como se mencionó anteriormente. Este recipiente debe contar con sitio para liberar la presión generada dentro del clasificador de lecho fluidizado, sin dejar salir el material que se separó.
- **Un filtro:** conectado a la salida del recipiente, muy fino para atrapar las partículas arrastradas por la corriente de aire que fluye desde el lecho, que no genere resistencia para evitar la acumulación de presión en el sistema.
- **Una cámara de presión:** como un recipiente pequeño, del mismo ancho de la tubería a utilizar, al que se le instalan los distribuidores y se acopla por la parte baja del sistema, a su vez, a este se le conecta la entrada de aire desde el compresor.
- **Abrazaderas y empaquetaduras:** Para evitar las fugas y dar sujeción, aunque en este caso, el hermetismo no es tan esencial, si es preciso tener las fugas al mínimo posible para evitar la pérdida de presión y velocidad a la hora de fluidizar, en caso de que la capacidad del compresor sea muy justa ante las condiciones de trabajo.
- **Válvulas y conexiones:** como instrumentos de control y empalme del sistema de suministro de aire. La ubicación de la válvula se hará de acuerdo a la configuración del compresor seleccionado, si este tiene almacenamiento de aire o no.
- **Un bastidor:** Para todo dispositivo, es la base estructural y el punto de unión de todas las piezas. Al tratarse de un prototipo, no es necesario utilizar materiales altamente resistentes como el acero, puede hacerse en madera de buena calidad para ahorrar en costos constructivos, reducir el peso y hacerlo más versátil ante posibles modificaciones.

5.2.1. Selección de los componentes: Para evitar complicaciones en el diseño, lo mejor es elegir componentes comerciales, para contar con garantía en su

funcionamiento, además para que el régimen de trabajo máximo del componente se encuentre sobredimensionado previendo situaciones en las que la carga del dispositivo se vea más allá del límite.

En el caso del compresor, se necesita enviar un caudal de aire mayor a 1,49 [cm³/s], a una presión mínima de 92.4 [KPa] y a una velocidad de 1,42 [cm/s] controlada por la válvula para entrar en estado de mínima fluidización, por lo que se tiene la siguiente selección:

Figura 31. Selección del compresor.

A Technology Selection > B Series Selection > C Model Selection

THOMAS
by Gardner Denver

Series Selection

WOB-L® Piston Page 10

FREEFLOW		VOLTAGE	MODEL SERIES	MAXIMUM VACUUM		MAXIMUM PRESSURE	
cm	l/min			mbar	in. Hg	bar	psi
0.19	5.4	DC or BLDC	8003	-800	23.6		2.0 29.0
0.25	7.2	AC or DC	8005	-780	23.0		2.5 36.0
0.46	13.0	AC or DC	014	-880	26.0		6.9 100.0
0.476	13.5	BLDC	2110Z	0	0		2.1 30.0
0.48	13.6	DC	115	0	0		8.3 120.0
0.49	14.0	AC or DC	8009	0	0		7.0 102.0
0.50	14.2	BLDC	230Z	0	0		2.1 30.0
0.54	15.3	DC	135	0	0		6.0 87.0
0.56	15.8	AC or DC	8006	-800	23.6		3.0 44.0
0.85	24.0	DC	309	-900	26.7		11.0 160.0
0.86	24.5	DC	8009Z	0	0		6.9 100.0
0.92	26.1	AC DC or BLDC	405/415	-910	27.0		6.9 100.0
0.97	27.5	DC	215	0	0		8.3 120.0
1.0	28.3	BLDC	250Z	-820	24.2		2.1 30.0
1.1	31.0	AC or DC	8006Z	-950	28.0		3.0 44.0
1.1	32.3	BLDC	2220Z	0	0		2.1 30.0
1.2	34.0	BLDC	2250Z	-870	25.9		2.1 30.0
1.2	34.0	AC	380	-890	26.2		6.9 100.0
1.2	34.5	AC	617	-910	26.8		6.9 100.0
1.3	36.0	DC	319	-940	27.8		8.3 120.0
1.6	45.3	AC	668	-920	27.2		7.0 100.0
1.8	50.1	BLDC	260Z	-860	25.5		2.1 30.0
2.4	68.0	AC	660	-910	27.0		3.4 50.0
2.9	82.1	AC or BLDC	2450	0	0		2.1 30.0
3.0	85.0	AC	2380B	-910	26.8		0.0 0.0
3.1	89.2	AC	2668/2688	-980	29.0		11.1 160.0
3.2	90.6	AC	2380	-920	27.5		6.9 100.0
3.4	96.3	AC	2505	-885	26.1		6.9 100.0
3.8	107.6	AC	2665/2685	0	0		8.3 120.0
3.8	107.6	AC	1207	-880	25.9		8.6 125.0
4.6	130.3	AC	2660	-980	29.0		3.1 45.0
5.1	145.0	AC	2770	0	0		6.9 100.0
6.6	186.9	AC	2807	-850	25.0		8.3 120.0
7.1	199.6	AC	2750	-990	29.1		1.7 25.0

Fuente: Catálogo Thomas

El compresor seleccionado es el Thomas 2450 series, de pistón, bombea aire a una presión de 30 psi (206.84 KPa) con un caudal de 84.1 litros por segundo, su principal ventaja es que funciona a 110 v y solo consume 319 Watts a un precio de COP \$151.728 la unidad, disponible en eBay.

Figura 32. Compresor Tomas 2450 Series.



El cuerpo del dispositivo de lecho fluidizado, es un tubo de acrílico, en este caso se hace la selección teniendo en cuenta que la capacidad de trabajo sea suficiente para obtener una muestra válida y comprobar la efectividad del proceso.

Figura 33. Selección de la tubería de acrílico.

Diámetro externo	Longitud estándar	Unidad embalaje	Espesor	Tolerancia	
				Diámetro externo	Espesor
Ø mm	mm	N	mm	mm	mm
5	2000	25	1	± 0,3	± 0,20
7	2000	25	1	± 0,3	± 0,20
8	2000	25	2	± 0,3	± 0,25
10 Ø	2000/4000	25	1,5/2/3	± 0,3	± 0,20/0,25/0,30
12 Ø	2000/4000	25	1/2/3	± 0,3	± 0,20/0,25/0,30
13	2000/4000	25	1,5/2	± 0,3	± 0,20/0,25/0,30
15 Ø	2000/4000	25	1/2/2,5/3	± 0,3	± 0,20/0,25/0,25/0,30
16	2000/4000	25	2	± 0,3	± 0,25
20 Ø	2000/4000	5	1/2/3	± 0,3	± 0,20/0,25/0,30
25 Ø	2000/4000	5	2/3	± 0,5	± 0,25/0,30
30 Ø	2000/4000	5	2/3/4/5	± 0,5	± 0,25/0,30/0,35/0,40
34	2000/4000	5	3	± 0,5	± 0,30
38	2000/4000	5	3	± 0,5	± 0,30
40 Ø	2000/4000	1	2/3/4/5	± 0,8	± 0,25/0,30/0,35/0,40
44	2000/4000	1	3	± 0,8	± 0,30
50 Ø	2000/4000	1	2/3/4/5	± 0,8	± 0,25/0,30/0,35/0,40
60 Ø	2000/4000	1	2/3/4/5	± 0,8	± 0,25/0,35/0,35/0,40
70 Ø	2000/4000	1	2/3/4/5	± 0,8	± 0,30/0,35/0,40/0,45
80 Ø	2000/4000	1	2/3/4/5	± 0,9	± 0,30/0,35/0,40/0,45
90 Ø	2000/4000	1	3/4/5	± 0,9	± 0,30/0,40/0,50
100 Ø	2000/4000	1	3/4/5	± 1,2	± 0,30/0,40/0,50

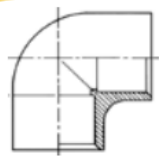
Fuente: Catálogo Gevacril Tubos de acrílico XT.

Es mejor escoger entre los diámetros existentes en el catálogo, pueden fabricarse tubos a partir de láminas de acrílico pero la unión es una posible fuente de fugas o irregularidades para el proceso, por lo que es mejor usar tubo extruido.

El fabricante garantiza proporcionar un tubo de acrílico con un excelente nivel de transparencia, resistente a los golpes y al envejecimiento, con gran facilidad de adherir mediante solventes en caso de que requiera ser reparado. Se escogió ese diámetro de tubo, pensando en la compatibilidad con los codos y de esa forma, poder realizar un ensamblaje simple con piezas que se consigan en el mercado sin hacer encargos especiales,

Los codos para realizar el cambio de rumbo en el flujo se escogen de tal manera que sean compatibles con el tubo de acrílico. El catálogo ofrece la opción de 3" que se muestra en la siguiente forma:

Figura 34. Selección de codos.



Codos 90°

Diámetro Nominal		Referencia
mm	pulg	
21	1/2	2901122
26	3/4	2901144
33	1	2901105
42	1.1/4	2901114
48	1.1/2	2901110
60	2	2901127
73	2.1/2	2901132
88	3	2901137
114	4	2901149
168	6	2904611

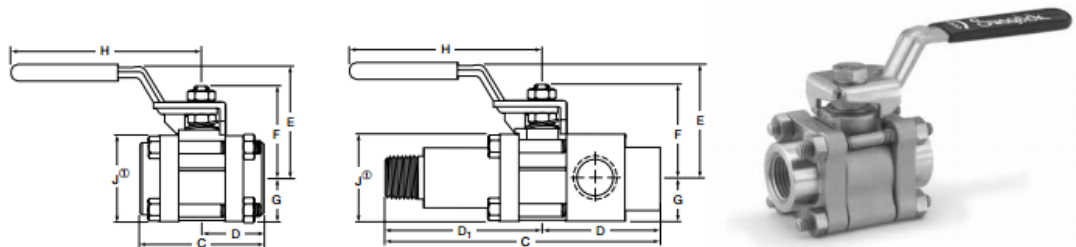
Fuente: Catálogo Pavco.

Para la selección de la válvula, se estableció previamente que el hermetismo y el control preciso no son un factor crítico para llevar a cabo la fluidización. Se determinó que es suficiente con regular el caudal de aire mediante una válvula con el fin de fluidizar en un régimen más allá que a fluidización mínima sin tener que llegar al punto del transporte neumático para la totalidad de la muestra

Figura 35. Selección de la válvula.

Conexiones finales roscadas hembra

Las dimensiones de las roscas NPT son de conformidad con la especificación ASME B1.20.1. Las dimensiones de las roscas ISO cónicas son de conformidad con ISO 7/1, EN 10226-1, DIN 2999 y JIS B0203. Consulte **Información de pedido** en la página A-37.



Tamaño	Referencia	Orificio mm (pulg)	C _v	Dimensiones, mm (pulg)								
				C	D	D ₁	E	F	G	H	J ^Ø	
NPT Hembra												
1/8 pulg	SS-62TF2	7,1 (0,281)	3,8	54,9 (2,16)	27,4 (1,08)	—	42,2 (1,66)	32,0 (1,26)	17,3 (0,68)	60,2 (2,37)	34,3 (1,35)	
1/4 pulg	SS-62TF4	7,1 (0,281)	3,8	54,9 (2,16)	27,4 (1,08)	—	42,2 (1,66)	32,0 (1,26)	17,3 (0,68)	60,2 (2,37)	34,3 (1,35)	
3/8 pulg	SS-63TF6	13,1 (0,516)	12	68,6 (2,70)	34,3 (1,35)	—	59,7 (2,35)	45,5 (1,79)	22,6 (0,89)	114 (4,50)	45,2 (1,78)	
1/2 pulg	SS-63TF8	13,1 (0,516)	12	68,6 (2,70)	34,3 (1,35)	—	59,7 (2,35)	45,5 (1,79)	22,6 (0,89)	114 (4,50)	45,2 (1,78)	
3/4 pulg	SS-65TF12	22,2 (0,875)	31	91,2 (3,59)	45,7 (1,80)	—	74,7 (2,94)	64,0 (2,52)	31,8 (1,25)	152 (6,00)	63,5 (2,50)	
1 pulg	SS-65TF16	22,2 (0,875)	38	91,2 (3,59)	45,7 (1,80)	—	74,7 (2,94)	64,0 (2,52)	31,8 (1,25)	152 (6,00)	63,5 (2,50)	
1 1/4 pulg	SS-67TF20	31,8 (1,250)	90	112 (4,39)	55,6 (2,19)	—	102 (4,03)	79,8 (3,14)	38,9 (1,53)	232 (9,14)	77,7 (3,06)	
1 1/2 pulg	SS-67TF24	31,8 (1,250)	100	112 (4,39)	55,6 (2,19)	—	102 (4,03)	79,8 (3,14)	38,9 (1,53)	232 (9,14)	77,7 (3,06)	
2 pulg	SS-68TF32	38,1 (1,500)	130	125 (4,94)	62,7 (2,47)	—	106 (4,16)	85,3 (3,36)	44,2 (1,74)	232 (9,14)	88,1 (3,47)	
ISO Cónica Hembra												
1/4 pulg	SS-62TF4RT	7,1 (0,281)	3,8	54,9 (2,16)	27,4 (1,08)	—	42,2 (1,66)	32,0 (1,26)	17,3 (0,68)	60,2 (2,37)	34,3 (1,35)	
1/2 pulg	SS-63TF8RT	13,1 (0,516)	12	68,6 (2,70)	34,3 (1,35)	—	59,7 (2,35)	45,5 (1,79)	22,6 (0,89)	114 (4,50)	45,2 (1,78)	
3/4 pulg	SS-65TF12RT	22,2 (0,875)	31	91,2 (3,59)	45,7 (1,80)	—	74,7 (2,94)	64,0 (2,52)	31,8 (1,25)	152 (6,00)	63,5 (2,50)	
1 pulg	SS-65TF16RT	22,2 (0,875)	38	113 (4,45)	56,6 (2,23)	—	74,7 (2,94)	64,0 (2,52)	31,8 (1,25)	152 (6,00)	63,5 (2,50)	
1 1/2 pulg	SS-67TF24RT	31,8 (1,250)	100	138 (5,45)	69,1 (2,72)	—	102 (4,03)	79,8 (3,14)	38,9 (1,53)	232 (9,14)	77,7 (3,06)	
2 pulg	SS-68TF32RT	38,1 (1,500)	130	178 (7,00)	88,9 (3,50)	—	109 (4,29)	85,3 (3,36)	44,2 (1,74)	232 (9,14)	88,1 (3,47)	

Fuente: Catálogo Swagelok.

Este mismo fabricante ofrece los acoples compatibles con las válvulas, el compresor viene con su propia manguera con acople por lo que no es necesario hacer otra selección para los acoples del compresor. Las piezas restantes, son elementos que se pueden conseguir en cualquier ferretería: abrazaderas, teflón, algunos acoples

de PVC (macho y hembra), pegamento y los elementos necesarios para hacer el filtro, como tela respirable.

El recipiente de recolección se construye a partir de una taza de plástico transparente con tapa, modificada para añadir el filtro y la entrada del canal de fluidización, hecho a partir del tubo en U.

De esta forma, a partir de todos los componentes seleccionados y adquiridos, la construcción del dispositivo terminó en el siguiente dispositivo, los planos detallados se encuentran en el Anexo D, para cumplir de esta manera con los objetivos específicos referentes al tema de la selección del proceso y la construcción del dispositivo para realizarlo.

Figura 36. Render del prototipo de clasificador



5.3. VERIFICACIÓN Y EVALUACIÓN DEL DISEÑO.

Al terminar el ensamblaje, hay que realizar una revisión de los puntos más propensos a fugas, estas deben estar reducidas al mínimo pues la muestra presenta diversos tamaños de grano entre los que el mínimo está alrededor de la malla 200

(0.075 mm), teniendo en cuenta que se va a trabajar con aire, no hay riesgo de perder algún gas posiblemente contaminante con la presencia de algún tipo de fuga.

Las pruebas se hacen con el fin de llevar a cabo las primeras experimentaciones de la fluidización y poder terminar los cálculos, al determinar la porosidad del material en el estado de mínima fluidización, se evidenciaron diferentes puntos de fuga, ubicados en la cámara de presión y en el tubo en U que se solucionaron inmediatamente.

Las juntas, en especial, la zona de la cámara de presión, fueron trabajadas con base en una empaquetadura adaptada desde un material elástico, ajustado con una abrazadera metálica para obtener un buen grado de sujeción y a su vez, para permitir una fácil separación de los componentes para su limpieza.

Figura 37. Detalle de las juntas en la cámara de presión.



Por motivos de reducción de costos y de no exagerar el sobredimensionamiento, el compresor elegido no cuenta con un tanque de almacenamiento, por lo que la válvula usada para controlar el caudal de aire enviado al lecho (por tanto, su velocidad), se instaló de tal manera que el control se realizara por bypass usando los accesorios que proporcionó el fabricante de la válvula. Por motivos de espacio, la válvula de bola es accionada mediante una mariposa y no con la palanca que venía en el catálogo, sin embargo, las especificaciones son las mismas.

Figura 38. Detalle de instalación de la válvula.



Otro aspecto a tener en cuenta a la hora de evaluar el prototipo construido es la instalación del filtro; el área de salida debe ser mayor al área de entrada para que el aire pueda circular sin problemas. Para maximizar el área, se usó un tubo de $\frac{1}{2}$ " taladrado, forrado internamente con tela que permitiera el paso del aire y que a su vez evitara la salida de las partículas que circulan en el lecho.

Figura 39. Detalle de instalación de los filtros.



Luego de verificar el correcto funcionamiento de los puntos de posible debilidad en el prototipo, se hace una prueba de fluidización para comprobar el correcto funcionamiento del compresor, nutriendo el clasificador con una cantidad considerable de material y fluidizando a máxima capacidad.

En régimen de fluidización se corrigieron las fugas restantes en los filtros, llevando el compresor a máxima capacidad para asegurar la resistencia de la estructura para hacer la prueba de una cantidad determinada de material y obtener el concentrado aurífero. Después de realizada la prueba con una gran cantidad de material, se comprobó que el compresor no se ve superado por la fuerza ejercida por el peso del material.

5.4. PRUEBA PARA OBTENCIÓN DEL CONCENTRADO.

Para realizar la prueba de obtención del material concentrado, se siguieron las estipulaciones recomendadas en la Tabla 4, se estableció una columna de 30 cm de alto de material (1982,4 g) para ser fluidizado vigorosamente⁶.

Figura 40. Prueba de fluidización del material.



⁶ La fluidización vigorosa hace referencia a la presencia de burbujas grandes para asegurar el movimiento y la selección en la totalidad del material.

Como se puede observar en la Figura 40, la altura del material aumenta considerablemente debido a la presencia de las burbujas en el lecho, estas arrastran las partículas livianas ya sea al recipiente de recolección o a la parte superior del lecho, la reacomodación del material hace que las partículas más densas queden en la parte baja, lo que interesa para el análisis es obtener esta sección de muestra que será extraída por medio del distribuidor.

Figura 41. Detalle del fondo del recipiente recolector después de un minuto.



Después de aproximadamente 15 minutos, el material del lecho deja de arrojar partículas livianas al recipiente de recolección se deja en régimen 5 minutos más para confirmar el suceso, el dispositivo se desconecta para tomar las muestras, tanto de la parte inferior del lecho como en el recipiente de recolección. El segundo es separado del dispositivo. Para tomar la muestra relevante para el estudio (el concentrado) Se extrae la parte superior del lecho de la tubería de acrílico. Las muestras deben ser de 30 gramos para cumplir con el estándar de la ASTM E-400-2, en este caso, la cantidad que arroja el dispositivo clasificador es mucho mayor a la necesaria.

5.4.1. Toma de muestras para prueba en laboratorio: La muestra debe reducirse al tamaño indicado, mediante un proceso normalizado que ofrezca una composición homogénea. El cuarteo de muestras es usado normalmente en la reducción de muestras obtenidas en el campo hasta el tamaño necesario para realizar el respectivo ensayo, de tal manera que la muestra sea la que represente a la totalidad el material.

Tomando como referencia la norma ASTM C 702-98, el cuarteo de muestras por método manual es la manera más indicada para aplicar tanto al concentrado como al material de descarte para su análisis que consta de los siguientes pasos:

- La muestra debe revolverse bien, para que su composición sea la misma en cualquier punto del montón, el material, dentro de un recipiente debe ser agitado o movido con una pala.
- Sobre la mesa de trabajo se coloca una superficie plana, dura, limpia y lisa, para que no haya pérdida alguna de material, ni este se impregne con otro tipo de sustancia.
- La muestra se homogeniza acomodándola en una pila cónica o en un embudo en pequeñas cantidades, para este caso, se deposita cucharada tras cucharada en el embudo y se deja la pila en forma cónica.

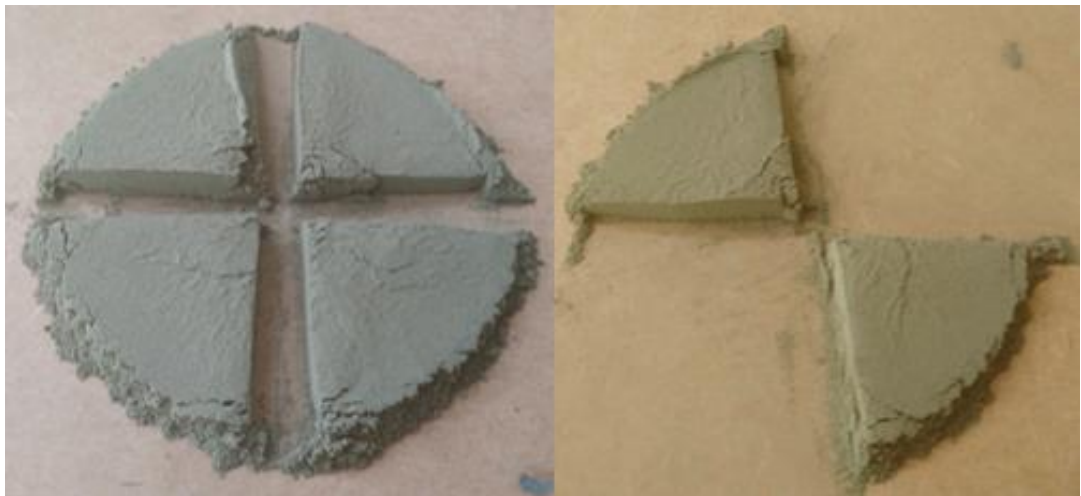
Figura 42. Preparación de la muestra: Primero cónica y luego planada



- Usando un objeto plano, se ejerce presión sobre la parte superior del cono de muestra hasta obtener un diámetro y un espesor uniforme, el diámetro debe ser entre 4 y 8 veces el espesor del material.

- Dividir la pila de material aplanada en cuatro partes iguales, con una pala o una cuchara.
- Eliminar dos de las cuatro partes por completo, que se encuentren diagonalmente opuestas, se debe usar una brocha o cepillo para asegurarse de eliminar la totalidad del material.
- Mezclar y homogeneizar el material restante, cuarteando sucesivamente y reducir la muestra hasta el tamaño requerido para las pruebas.

Figura 43. Cuarteo (izq.) y reducción (der.) de la muestra.



5.5. ANALISIS DE LAS MUESTRAS OBTENIDAS.

Primero se realiza un análisis visual de las muestras al microscopio, en donde se juzga la cantidad de elementos metálicos y evaluar si vale la pena o no, realizar el ensayo al fuego para el material, esto se hace con el propósito de reducir los niveles de emisión de gases nocivos producto de la quema de material en las pruebas y demás causas de contaminación y/o gasto innecesario de energía, teniendo en cuenta que tanto el horno usado para la tostación como el usado para la copelación son de tipo eléctrico y consumen una cantidad considerable de energía al mantenerlos encendidos por horas.

Figura 44. Vista al microscopio del material de descarte.



En una primera observación no se ve material metálico alguno en la muestra, se necesita un acercamiento para observar con más detalle, si no se ven inclusiones metálicas en el material de descarte, no merece la pena realizar una prueba al fuego, pues los reactivos añadidos trabajan sobre los elementos metálicos.

Figura 45. Acercamiento al material de descarte.

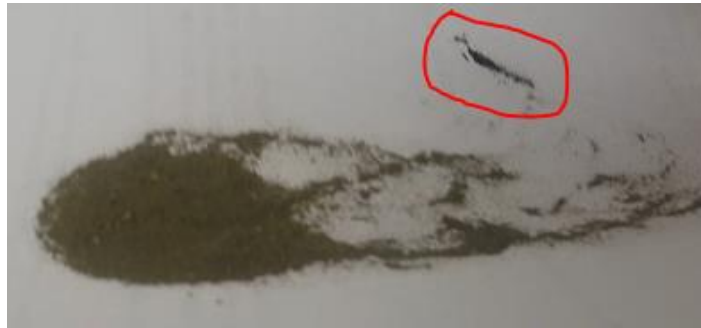


Un segundo acercamiento al material obtenido en el recipiente de recolección de muestra liviana, permite ver una composición sin inclusiones metálicas, en su lugar, se percibe gran cantidad de cuarzo y sílice.

Se usa un imán para comprobar la presencia de materiales metálicos ferrosos y la no adhesión de material alguno es otra prueba de la ausencia de elementos interesantes. Dada esta circunstancia, el material que queda en el lecho es, por sí

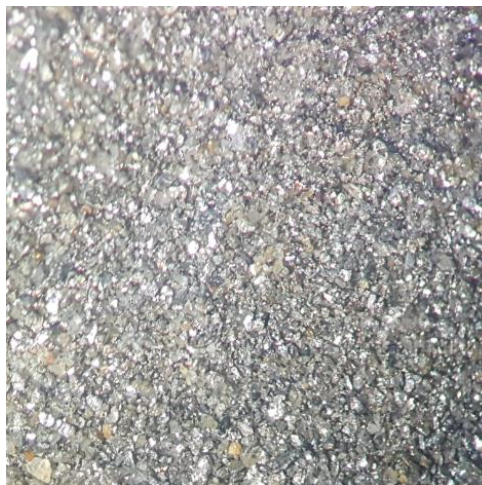
mismo, material enriquecido. La evaluación visual y magnética son pruebas suficientes para no realizar ensayo al fuego de esta muestra, pues la ausencia de elementos metálicos no hace de este un material apto para realizarlo. Después de cuartear la muestra de la parte inferior del lecho (concentrada), se realiza una separación magnética para retirar los materiales ferrosos, sabiendo que la pirita, la plata y el oro no son magnéticos.

Figura 46. Separación magnética con imán de Neodimio.



En la Figura 46, se resalta con la línea roja lo que se separa con un primer recorrido de un imán de neodimio. El material restante se considera el concentrado definitivo y se lleva al microscopio para ser observado con detalle.

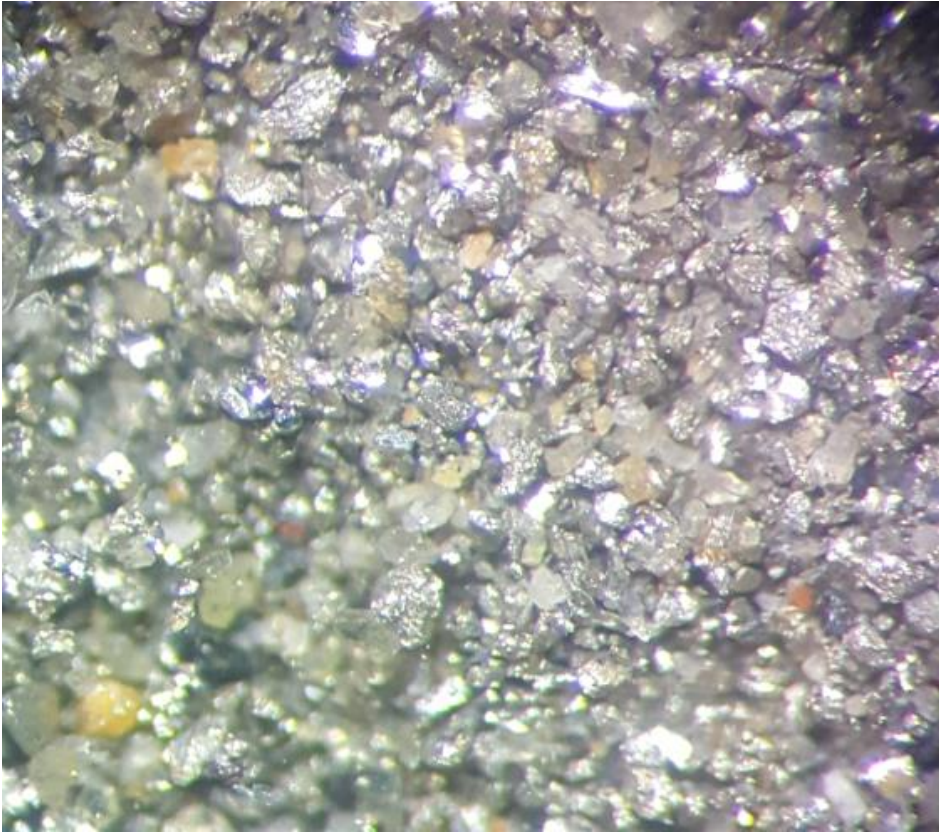
Figura 47. Vista al microscopio del concentrado.



A simple vista, se puede observar una cantidad significativa de elementos de tipo metálico, ausentes en la muestra de descarte, una aproximación más detallada al

concentrado permite observar que la composición de las partículas muestra una menor cantidad de cuarzo y sílice.

Figura 48. Acercamiento al concentrado para confirmar elementos de interés.



6. RESULTADOS Y SU EVALUACIÓN

Para verificar el funcionamiento de los parámetros establecidos en el dispositivo, se usa una columna de 10 cm de material. Luego de 20 minutos, cesa el flujo de material liviano al recipiente de recolección. Para la prueba de obtención del concentrado, la columna de mineral tiene una altura de 30 cm, lo que implica la aplicación del régimen de lecho fluidizado por un periodo más largo.

Para la columna de material de 30 cm, se observa el dispositivo cada 5 minutos, luego de 45 minutos se presenta una disminución de aproximadamente el 95% en el flujo de material liviano transportado al recipiente de recolección, la duración total del régimen de prueba es de 50 minutos después del cual se desactiva el compresor.

El material de descarte que puede observarse en las figuras 44 y 45, es tomado del recipiente de recolección, a este descarte se suma la parte superior del material del lecho, producto de una separación de fases, dejando una columna de concentrado de aproximadamente 8 cm de altura.

Figura 49. Eliminación de la parte superior del lecho.



En la Figura 49, puede observarse la diferencia de fases indicada por las flechas que separan la sección densa del lecho de la parte que se descarta. Posteriormente se extrae la parte superior compuesta por material más liviano. Se toma la muestra de la fase inferior de la columna de acrílico para realizar el cuarteo y se lleva al laboratorio de piro metalurgia de la Universidad Industrial de Santander, para realizar un segundo ensayo al fuego y comparar la concentración de oro con la cantidad inicial.

La sección densa del lecho, luego del régimen y la separación, se prepara bajo los estándares de la norma ASTM C702-98. Se cuartea y se reduce a una muestra de 30 g para someterla a una prueba que definirá su concentración de oro.

Mediante los estándares propuestos en la norma ASTM E400-2, se realiza un segundo ensayo al fuego de este material para conocer la cantidad de metales preciosos del mismo y realizar una comparación en ambas circunstancias, los detalles de la prueba pueden ser vistos en el Capítulo 3 y en el Anexo A. Se espera obtener una mayor cantidad de oro.

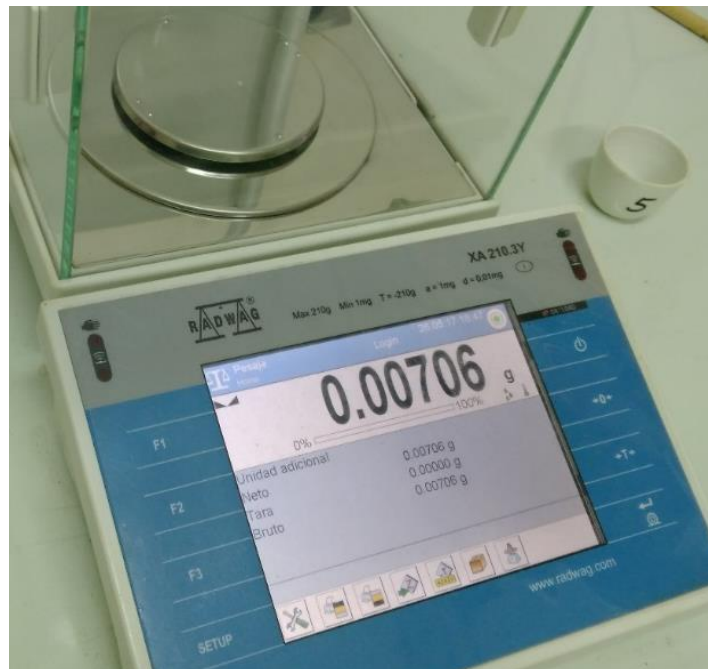
Luego de realizar la tostación a muerte del nuevo material, se lleva a los crisoles para la fundición y la posterior copelación del mismo a las mismas condiciones a las que se realizó la primera prueba de mineral, después de realizada, se obtiene una pepita de dore.

Figura 50. Comparación en el tamaño del dore antes y después de concentrar.



En la figura 50, se puede ver un dore más grande en la muestra de la derecha, que proviene del concentrado, la cantidad de plata y oro en los 30 g de muestra es aparentemente mayor, se realiza una medición en la micro-balanza para comparar su peso.

Figura 51. Pesaje del dore concentrado.



Luego del pesaje, se hacen los cálculos para conocer la cantidad de dore que se extrae por tonelada, hay que tener en cuenta que la muestra es homogénea y está cuarteada por lo que, en ambas circunstancias, las muestras son representativas de los dos estados de concentración del mineral.

Al hacer el cálculo se tiene que, si para 30 g de muestra, hay 0,00706 g de dore, para una tonelada el valor es:

$$X = \frac{10^6 * 0,00706}{30} = 235,3 \left[\frac{\text{gramos de oro y plata}}{\text{tonelada}} \right]$$

De nuevo, se hace un ataque químico al dore para eliminar la plata presente y obtener la cantidad de oro por 30 g de concentrado, en donde el peso se muestra en la figura 52.

Figura 52. Pesaje de la cantidad de oro en el concentrado.



Realizando nuevamente el cálculo, ahora para la cantidad de oro puro, se tiene que:

$$X = \frac{10^6 * 0,00046}{30} = 15,333 \left[\frac{\text{gramos de oro}}{\text{tonelada}} \right]$$

La cantidad de oro en la muestra, resulta ser mayor que en el caso original. Esta concentración de oro varía dependiendo de la presencia de los granos de pirita, el grado de enriquecimiento en el concentrado se dio por la acumulación de la misma, teniendo en cuenta que, junto con la plata, son los componentes más densos presentes en el material, con un valor de 19300 Kg/m³ para el oro, 10500 Kg/m³ para la plata y 5100 Kg/m³ para la pirita, comparado con el cuarzo y la sílice (2650 Kg/m³ y 2330 Kg/m³ respectivamente).

Tabla 5. Resultados de las pruebas.

Mineral	Aspecto	Muestra original	Concentrado
Dore	Peso [g]	0,00438	0,00706
	Concentración[g/ton]	146	235,333
	Diferencia		+60,091%
Oro	Peso [g]	0,00037	0,00046
	Concentración[g/ton]	12,222	15,333
	Diferencia		+25,455%

Con los datos de la tabla 5, se tiene que luego de someterse al régimen de fluidización, el material presenta un nivel considerable de enriquecimiento. A nivel de dore (oro y plata) presentó un aumento de aproximadamente el 60% y para la cantidad de oro puro, el nivel de enriquecimiento estuvo alrededor del 25%.

Teniendo los valores de densidad de los componentes más pesados en la muestra (plata, oro y pirita). Tiene sentido experimentar un aumento más significativo en la cantidad de plata con relación a la cantidad de oro, el segundo se encuentra incluido en los granos de pirita, que son menos densos que los de plata, por lo tanto, puede deducirse que, con un régimen de fluidización más cuidadoso, que puede darse usando un gas más denso que el aire, la separación puede tener un mayor nivel de sensibilidad.

6.1. RECOMENDACIONES Y TRABAJOS FUTUROS

Se puede pensar primero en mejorar el nivel de control; la adición de una válvula neumática que pueda ser controlada electrónicamente para regular el caudal de una mejor manera, es un buen avance en el desarrollo del proceso si se puede aplicar a un escenario en el que se vaya a procesar una mayor cantidad de material.

Los materiales de construcción del cilindro y distribuidor en el clasificador de lecho fluidizado se pueden mejorar si se piensa en aumentar la capacidad. La selección de láminas de acero soldadas para construir la estructura es una buena opción, la adición de una ventana para observar el nivel de material es suficiente sin arriesgarse a sobrecargar el cilindro. Con el cambio de dimensiones y de materiales, es preciso añadir un compresor impulsado por un motor más potente, para que la presión ejercida por el material pueda superarse.

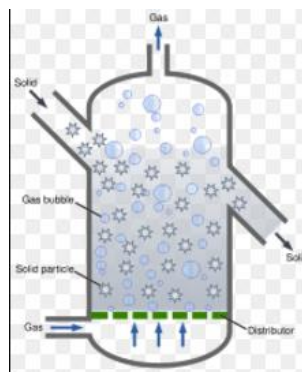
Añadir una construcción modular en la parte baja del cilindro, que permita retirar la sección baja donde se concentran los materiales más densos, cabe aclarar que la muestra que se tomó y que presentó un enriquecimiento del 25%; fue mezclada con

parte del material en el cilindro para hacer el cuarteo, se descarta lo del recipiente de recolección y la parte superior del lecho.

La muestra puede presentar una concentración de plata y oro mayor a la que se presentó en los resultados tomando una cantidad mayor o menor de la parte baja del lecho, las características del acrílico y el alto costo que representa la modificación de la tubería principal, hacen que se presente un nivel elevado de dificultad para incluir una sección que permita extraer una porción exacta del lecho del dispositivo por la presencia de fugas grandes al hacer un corte, considerando la escala del prototipo.

Cabe resaltar que el concepto original de reactor de lecho fluidizado se aplica a la industria energética, en la generación de vapor para alimentar las turbinas con una menor cantidad de emisiones, por lo que el potencial del mismo, en cuanto a capacidad de flujo continuo no sería un problema.

Figura 53. Boceto de reactor de lecho fluidizado de acción continua.



Fuente: Diagrama de un reactor de lecho fluidificado – Wikipedia.org Usuario: Hughesy127.

El afán por aumentar la efectividad del proceso se traduce en menos tiempo de fluidización de la muestra. Cuando el dispositivo funciona por un periodo prolongado se presenta una separación de mejor calidad a tal punto que el cuarzo y la sílice se descartan casi en su totalidad.

Después de más de una hora y media de proceso, una pequeña cantidad de material presenta una composición altamente enriquecida a simple vista, tomando

la sección de la parte baja del lecho, el resultado presenta un alto contenido de pirita, no fue posible extraer cantidad suficiente para hacer un ensayo al fuego.

Figura 54. Material después de régimen prolongado



6.2. COSTOS RELACIONADOS CON EL PROTOTIPO

La construcción del prototipo se lleva a cabo a partir de los siguientes materiales:

Tabla 6. Tabla de costos para la construcción del prototipo.

Cantidad	Materiales	Valor unitario	Valor total
1	Compresor Thomas 2450 series 320 watts + envío.	\$180,000	\$180,000
1	Construcción del bastidor	\$50,000	\$50,000
1	Tubo de acrílico diámetro 8 mm longitud 1 metro	\$350,000	\$350,000
1	Válvula de bola 1/2" en bronce.	\$10,000	\$10,000
1	Adaptador de 3 vías de 1/2" en acero.	\$3,000	\$3,000
2	Adaptador macho hembra 1/2" en bronce.	\$3,000	\$6,000
2	Adaptador hembra 1/2" en PVC.	\$600	\$1,200
4	Amarre plástico 50 cm.	\$500	\$2,000
2	Recipiente de plástico de 14 cm de diámetro.	\$2,700	\$5,400
1	Recipiente de plástico de 8 cm de diámetro.	\$1,600	\$1,600
3	Acople manguera 1/2"	\$1,500	\$4,500
1	Cinta aislante negra grande.	\$3,900	\$3,900

1	Codo PVC 3 in CXC.	\$4,500	\$4,500
1	Codo PVC 3 in CXE.	\$4,500	\$4,500
1	Embudo pasta juliao #1.	\$1,200	\$1,200
1	Empaque cono grueso A/S.	\$2,800	\$2,800
1	Manguera jardín x 100 cm.	\$1,700	\$1,700
2	Pegadit 10 minutos.	\$8,000	\$16,000
1	Tubería PVC ½" T/P x 50 cm.	\$1,700	\$1,700
1	Válvula plástica ½" MP.	\$2,800	\$2,800
2	Tuerca PVC ½".	\$1,000	\$2,000
2	Abrazadera bronce ½"	\$1,500	\$3,000
	Papelería (memorias, cartas, fotocopias, impresiones, empastes etc.)		\$100,000
	Transporte.		\$50,000
	Gastos varios.		\$100,000
	Total.		\$907,800

Considerando que los criterios principales en el diseño son la fácil operación y bajo costo de funcionamiento, el prototipo únicamente cuenta con una pieza que consume corriente eléctrica, esta pieza es el Compresor Thomas 2450 series (320 watts).

Estando determinado el valor de la energía eléctrica por:

Costo Unitario Variable (\$/Kwh)

$$CUV = G + T + D + Cv + PR + R$$

Tabla 7. Costo de la energía eléctrica dado por la compañía.

Generación (G)	COP 161.23
Transmisión (T)	COP 29.56
Distribución (D)	COP 173.01
Comercialización (Cv)	COP 51.47
Perdidas (PR)	COP 30.87
Restricciones (R)	COP 24.95
CUV (\$/Kwh)	COP 471.09

$$CUV (COP/Kwh) = 471.09$$

Dado que el tiempo que se mantuvo en funcionamiento el prototipo para realizar las pruebas fue de 1 hora aproximadamente y sabiendo por el catalogo del compresor que este consume 2.9 amperios en régimen y que la diferencia de potencial entregada por la red eléctrica residencial es 120 voltios, se tiene que:

$$Consumo = I(\text{amperios}) * V(\text{voltios}) * \text{horas}$$

$$Consumo = 2.9 [A] * 120 [V] * 1[h] = 348 [\text{watts} * \text{hora}] = 0.348 [Kwh]$$

$$Costo = CUV \left[\frac{\$}{Kwh} \right] * consumo [Kwh] = 471.09 * 0.348 = 163.93 COP$$

$$Costo = 163.93 COP$$

7. CONCLUSIONES

- El gremio de mineros artesanales de Vetas, acude a la Universidad Industrial de Santander, específicamente a las escuelas de ingeniería mecánica e ingeniería metalúrgica para optimizar los niveles de extracción de metales preciosos en tierras con un alto nivel de protección ambiental como los alrededores del páramo de Santurbán y trabajar dentro de los límites de la legalidad. En respuesta a dicha petición, ambas escuelas presentaron opciones para abordar esta problemática, aparte de los proyectos realizados por ingeniería metalúrgica, este proyecto de grado presenta una propuesta para concentrar la cantidad de oro en la arena de desecho (disponible por toneladas) usando un método físico-mecánico, seleccionado mediante la implementación de una matriz de calidad a partir de varias opciones (absorción, soplado, triturado, selección balística, separación magnética) y para atender a las necesidades de un proceso con un bajo nivel de inversión. Aprovechando la gran densidad del oro y demás elementos metálicos presentes en el material, se establece un régimen de lecho fluidizado con aire para seleccionar los materiales a modo de decantación, se aplicó y presentó el proceso para su posterior desarrollo con el objetivo de evitar contaminar aún más el medio ambiente y de esta forma, reducir la cantidad de corteza terrestre procesada para cumplir con la cuota de producción.
- Bajo los estándares establecidos por las normas ASTM E-11 y la ASTM E-400-2, se caracterizó el material recibido en los laboratorios de la Planta de aceros y caracterización de materiales de la Universidad Industrial de Santander. Primero se hizo una prueba de granulometría para obtener un tamaño promedio de grano cuyo resultado arrojó un valor medio de 0,155 mm. Posteriormente se observó en el microscopio y se realizó un ensayo al fuego con ayuda del jefe de laboratorio de piro metalurgia Ambrosio Carrillo. Los resultados arrojaron una concentración inicial de 146 gramos por tonelada de oro y plata (dore). La concentración de oro puro

promedio es de 12,2 gramos por tonelada de material, ambos valores establecen el punto de partida para la implementación del proceso.

- Se establecen las necesidades básicas en la implementación del proceso para llevar a cabo la eliminación de materiales indeseados. Con el despliegue de una matriz de calidad aplicada a las características principales del proceso de minería artesanal tales como rentabilidad, calidad, operatividad, confiabilidad y versatilidad, se obtuvo que la selección por soplado y separación magnética son los procesos que mejor se adaptan a las características del material, con una factibilidad del 75% y 69% respectivamente. Aprovechando el tamaño de grano y la diferencia de densidades, se implementa el proceso de soplado mediante el concepto de lecho fluidizado, para propiciar un comportamiento líquido en el mineral y de esta manera ‘decantar’ los componentes más pesados de la muestra, tales como la plata, la pirita y el oro incluido en ella. Posteriormente se realiza un barrido con un imán de neodimio para retirar los elementos ferrosos presentes en el material.

- Se construyó un prototipo para ratificar la validez del proceso y los parámetros calculados, para lo cual se llevó a cabo una selección de los componentes esenciales en la realización de los procesos seleccionados anteriormente de una manera adecuada. A partir de los cálculos, se seleccionó el compresor Thomas 2450 series para el suministro del medio de fluidización (aire), una tubería de acrílico de 8 cm de diámetro por 1 metro de alto compone el cuerpo del clasificador, una válvula de bola en bypass regula el caudal de aire suministrado al lecho de acuerdo a las dimensiones del mismo, se construyó un bastidor para sostener el resto de componentes y ubicar adecuadamente el recipiente de recolección.

- Al tomar la muestra del mineral concentrado al final del proceso y contrastarla con la condición inicial, se observó una mayor cantidad de elementos de interés en el análisis visual de la muestra, nuevamente bajo los estándares de la norma ASTM E-400-2 se realizó un segundo ensayo al fuego en donde se comprobó el resultado que se veía en el microscopio: la cantidad de metales preciosos presentes aumentó; la concentración de dore pasó de 147 a 235,3 gramos por tonelada (60%) y la cantidad de oro pasó de 12,2 a 15,3 gramos por tonelada (aumentó 25,4%), lo que evidencia la pérdida de arena en el material y comprueba la validez del diseño realizado.

BIBLIOGRAFÍA

ALIAGA, Luz. Análisis del oro y plata en una muestra de mineral. 2013. [en línea] Recuperado en 15 de mayo de 2017. Disponible en: <https://luzaliaga.files.wordpress.com/2013/12/analisis-de-oro-y-plata-fire-a.pdf>.

American Society for Testing and Materials. Standard Test Method for Analysis of Ores, Minerals, and Rocks by the Fire Assay Preconcentration Optical Emission Spectroscopy (Withdrawn 2007), ASTM E400-02. ASTM International, West Conshohocken, PA, 2002.

American Society for Testing and Materials. Standard Practice for Reducing Samples of Aggregate to Testing Size, ASTM C702-98. ASTM International, West Conshohocken, PA, 1998.

American Society for Testing and Materials. Standard Specification for Woven Wire Test Sieve Cloth and Test Sieves, ASTM E11-17. ASTM International, West Conshohocken, PA, 2017.

CASTRO DIAZ, Laura del Pilar. Minería de oro artesanal y a pequeña escala en Timbiquí-Cauca: Una aproximación histórica a sus efectos socioambientales desde la perspectiva de los actores locales. Trabajo de grado para optar al título de ecóloga. Bogotá: Pontificia Universidad Javeriana. Facultad de estudios ambientales y rurales, 2011. p. 19-43.

CONESA, Juan. Reactores de lecho fluidizado: Diseño de reactores heterogéneos. Alicante: Universidad de Alicante, 2010. p. 139-168.

FAN, Liang-Tseng, HSU, Edward H. Method of filtration using semi-fluidized beds. Patent CA1202577 A. Code: MKEX. Kansas: Kansas state University Research Foundation. 1986.

FLOREZ CORTÉS, Diana Marcela y POSADA NOREÑA, Juliana. Diseño conceptual de un reactor de lecho fluidizado para el tratamiento de aguas residuales. Trabajo de grado presentado para optar al título de Ingeniero de Procesos. Medellín: Universidad EAFIT. Departamento de Ingeniería de Procesos. 2007. p. 24-69.

GEVACRIL®. Catálogo Tubos de acrílico XT, Tubos satinados de acrílico XT. Meizo: Sevacril srl, 2013. 5p.

KUNII, Daizo, LEVENSPIEL, Octave. Fluidization Engineering. Oxford, Butterworth-Heinemann, 1991. p61-87. ISBN 0-409-90233-0.

LONDOÑO, Viviana. Colombia no está preparada para la locomotora minera. El Espectador. Medio Ambiente. Ed. 6 May 2013.

NUÑEZ, Carlos Eduardo. En relación a los tamices normalizados [En línea] Recuperado en 5 de junio de 2017. Disponible en: <http://www.cenunez.com.ar/archivos/55-Enrelacinalostamicesnormalizados.pdf>.

PAVCO. Catálogo técnico de tubo sistemas. Floridablanca: Pavco Mexichem Colombia, 2017. 22 p.

REDACCIÓN, El Heraldo. Colombia, entre los mayores emisores de mercurio en el mundo, Noticias. El Heraldo. 13 de enero de 2013.

SAMPEDRO ACEVEDO, Julio. Métodos de explotación minera: Vetas y Aluvión. Bogotá. Ministerio de Minas y Energía, 1988. p. 7-12.

SWAGELOK. Catálogo válvulas de bola de servicio general Serie 60. Ciudad de México: TM Swagelok Company, 2016. 36 p.

THOMAS SOLUTIONS. Catálogo de Soluciones Globales de Compresores, Bombas y Aspiradores sección B. Monroe: Thomas by Garner Denver, 2017. 32 p.

UNIVERSIDAD TECNOLÓGICA NACIONAL. Catedra de Ingeniería de las reacciones: Trabajo practico #5 Fluidización [en línea] Recuperado en 27 de junio de 2017. Disponible en: http://www.frro.utn.edu.ar/repositorio/catedras/quimica/4_anio/ingenieria_reaciones/TPN5.pdf.

UPME. Producción más limpia en la minería del oro en Colombia. Bogotá. Ministerio de Minas y Energía, 2007. 65p. ISBN:978-958-98138-7-4.

VEIGA, M. M., VEIGA, A. Et Al. Clean artisanal gold mining: an utopian approach? Vancouver. Journal of Cleaner Production, 2003. p99-115.

WOTRUBA, Hermann. FELIX Hruschka, Et. Al. Manejo ambiental en la pequeña minería. Edición: GAMA – COSUDE. Lima, Perú, 2000 180p.

YASNO BERMEJO, Fernando. Impacto medioambiental por la explotación ilegal de Oro en el Departamento del Chocó. Ensayo para optar por el título de Especialista en Finanzas y Administración Pública. Bogotá: Universidad Militar Nueva Granada. Facultad de Ciencias Económicas, 2014. 26p.

ANEXOS

ANEXO A. LA NORMA ASTM E-400-2.

La American Society of Testing Methods, tiene una norma exclusivamente dedicada a las pruebas en metales preciosos. La ASTM E-400-2 está enfocada a la determinación de la cantidad de oro en todos los tipos de muestras, incluidas las rocas, restos de perforación, suelos y lascas.

La normativa descompone el proceso en tres grandes pasos:

- Fundición.
- Extracción de metales preciosos (copelación).
- Ataque químico.

Fundición.

Para el proceso de fundición de la muestra, se toma el mineral pulverizado y homogeneizado, ya sea en molino de bolas o en pulverizadores, ya sean de anillos o en morteros mecanizados, dependiendo del estado original de la muestra que se vaya a analizar, la normativa indica que el material debe estar lo más cercano posible a malla 100 (0,15 mm) y debe tostarse a 750°C en un horno por hasta 4 horas, haciendo pausas cada 20 minutos para oxigenar la muestra.

El propósito de esta primera tostación es liberar gran parte del azufre de la muestra, luego, se produce una fusión de la misma, usando reactivos fundentes adecuados e introduciéndola en hornos forrados con ladrillo refractario a una temperatura que supere los 1050°C en la que se obtienen dos fases. Dichas fases se separan debido a la inmiscibilidad de los componentes y a su gran diferencia de densidad. El plomo sólido, colecta los metales nobles y se separa de la escoria⁷.

⁷ El proceso de separación de la escoria se da después de que se vierte la muestra en un molde cónico donde se solidifica.

Figura 55. Preparación de crisoles para fundición.



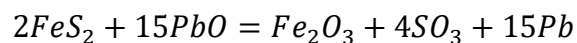
Fuente: Aliaga, 2013.

Para este proceso, la norma estipula que, junto con el material a analizar, debe introducirse una cantidad determinada de ciertos reactivos que se encargan de facilitar la reacción de óxido-reducción, dentro de los que están:

Tabla 8. Reactivos para acelerar la óxido-reducción

Reactivo	Cantidad [g]
Litargirio (óxido de plomo)	45
Carbonato de Sodio	35
Bórax	10
Harina	5

Estos componentes causan una serie de reacciones en las que los minerales sulfurados, como la pirita (FeS_2) y demás sulfuros residuales (calcopirita, calcosita, galena blanda, entre otros), causan la reducción del litargirio a plomo metálico, la harina de trigo que se introduce a la muestra también ayuda en las labores de reducción, dichas reacciones producen:



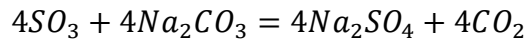


Figura 56. Crisoles en el horno de fundición.



Fuente: Aliaga, 2013.

En el proceso de fundición, las reacciones de reducción, muchas de las impurezas metálicas son reducidas a metal que son colectadas por el plomo. Estas reacciones de reducción se complementan con la etapa de oxidación, gracias al Carbonato de Sodio, se logra un perfecto control de la reacción y eliminación del resto de impurezas volátiles como el óxido de azufre (SO_2).

Figura 57. Final del proceso de fundición para separación de escoria.



Fuente: Aliaga, 2013.

Copelación.

Figura 58. Eliminación de escoria en preparación para la copelación.



Fuente: Aliaga, 2013.

Después de la fundición, la muestra debe separarse de su fase de escoria, se deposita en moldes cónicos para que, luego de la solidificación, se pueda separar la fase metálica de la escoria. Con un martillo y un yunque, se golpea la muestra hasta remover todo el cristal y dejar un bloque metálico

Figura 59. Carga y descarga de copelas en el horno.



Fuente: Aliaga, 2013.

Esta segunda etapa de la prueba, consiste en colocar la muestra en una copela de magnesita, para introducirla al horno de copelación a 940°C. Este es un proceso de

oxidación, en el que el plomo es absorbido por la copela en su mayoría y el resto se volatiliza junto con las impurezas. Al finalizar, solo queda un pequeño botón, compuesto por oro y plata, llamado dore.

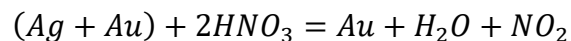
Figura 60. Copelas con el botón de oro y plata (dore).



Fuente: Aliaga, 2013.

Ataque químico.

Para llevar a cabo la separación del oro y la plata, se usa ácido nítrico, este proceso se hace por etapas, la muestra se ubica en una superficie caliente (150°C) dentro de un crisol de porcelana donde se ataca químicamente con el ácido en distintas concentraciones, la primera fase se lleva a cabo con una mezcla de una parte de ácido con dos de agua, luego se aumenta la concentración a dos tercios de ácido por un tercio de agua y al finalizar se agrega ácido nítrico puro, lavando la muestra con agua destilada entre cambios de ácido. La reacción química tiene la forma:



Al finalizar, obtenemos un pequeño botón de oro puro, que se lleva a una microbalanza de precisión con el fin de determinar la cantidad de oro en 30 g de mezcla, posteriormente se hacen los cálculos para obtener el valor estandarizado (gramos de oro por tonelada de muestra).

ANEXO B. LA NORMA ASTM E11-17.

La ASTM E-11, Es la norma escrita por la American Society of Testing Methods, dedicada al tema de los tamices que se usan para las operaciones de separación y/o clasificación de partículas según su tamaño en laboratorios. Los tamices, que son circulares con un diámetro de 8 pulgadas en su versión más común, están diseñados para trabajar con materiales áridos⁸ y son construidos con acero inoxidable o bronce.

Figura 61. Tamiz estándar en bronce.



Los tamices vienen todos del mismo tamaño del cuerpo, con diferencia en la apertura de las mallas, el diseño facilita que estos se encajen uno sobre el otro para conformar un juego de tamices, la norma dicta que el tamiz de malla más abierta quede en la parte superior.

La muestra debe ubicarse en el primer tamiz, luego de un tiempo de agitación continua, esta queda clasificada en distintas fracciones en donde la parte inferior es recogida en una base ciega, es decir, sin agujeros. La norma establece que los tamices deben armar trenes de 4 a 8 niveles y establece los parámetros para los

⁸ El termino árido es utilizado para hacer referencia a material particulado seco.

equipos vibratorios dependiendo del tamaño de partículas a separar, para ofrecer un proceso estándar y fácil de efectuar por un operario.

Figura 62. Pila de tamices y fondo ciego.



2.1. Nomenclatura de los tamices

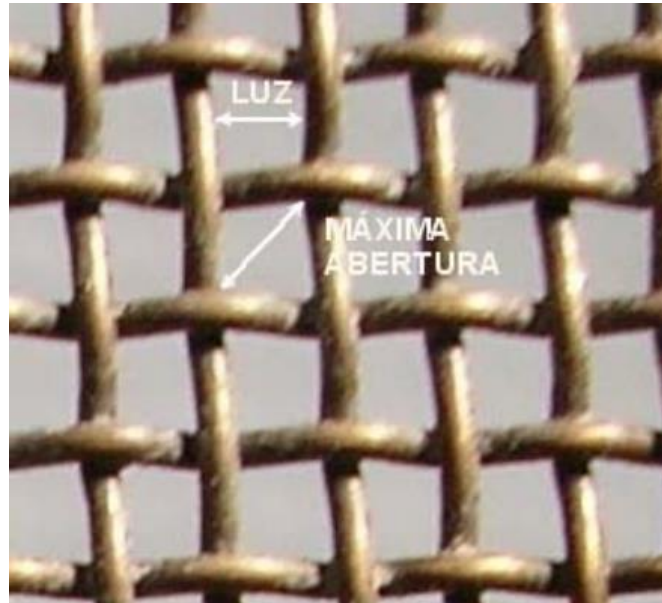
Los tamices son clasificados dependiendo de la luz de su malla, entiéndase por luz a la distancia de lado a lado de cada cuadrado que forma el tejido de la malla o al diámetro de los orificios de una plancha cribada, cuando los agujeros son circulares, para nuestro caso, se trabaja con malla cuadrada hecha de tejido de alambre que forma agujeros cuadrados.

Existen dos parámetros para definir una malla, uno es la luz, el otro es la superficie abierta medida como la proporción de la superficie total de la malla, es decir, la parte de la estructura que no forma parte de los hilos o alambres.

Lo que la norma define como el 'número de malla', también llamado el 'número de mesh', es la cantidad de hilos por pulgada lineal que tiene la malla, manteniendo constante la superficie abierta, que la ASTM calcula en el 60%. Es decir, entre más grande sea el 'mesh', más finos deben ser los hilos que componen la malla. Por

ejemplo: para la malla N° 40. (425 μm). la variación permitida de abertura promedio es de $\pm 19 \mu\text{m}$. la tolerancia permitida no es más del 5% de la apertura nominal: 471 μm . Diámetro nominal del alambre: 0,28 mm.⁹

Figura 63. Parámetros para la clasificación de las mallas.



2.2. Proceso de selección de un tamiz.

Con el fin de tomar una decisión acerca del uso de un tamiz necesario y con la opción de hacer otra elección en caso de no encontrar la medida que se necesita en el mercado, existe una tabla que hace una correlación entre la norma ASTM E-11 y sus equivalentes internacionales como lo son la ISO 3310, el estándar británico y el sistema Tyler¹⁰.

La aplicación de la ASTM E-11-17, no contempla el tema concerniente a la seguridad, pues no se cree que esta se comprometa con su uso, sin embargo, es responsabilidad del usuario de la norma, establecer prácticas saludables y determinar la aplicabilidad de las limitaciones, antes de su uso.

⁹ Datos tomados de <http://filtration-equipment.globalspec.com/Specifications/>

¹⁰ Tyler en honor al investigador que desarrolló actividades de molienda durante la primera mitad del siglo XX y clasificó los tamaños de grano dentro de un estándar por primera vez.

Tabla 9. Equivalencia abertura de malla en sistemas ASTM, Tyler y británico.

Abertura en mm	Standard ASTM E-11	Número de Tyler	British Standard
0,037	400	400	N/A
0,044	325	325	N/A
0,045	N/A	N/A	350
0,053	270	270	300
0,063	230	250	240
0,074	200	200	N/A
0,075	N/A	N/A	200
0,088	170	170	N/A
0,090	N/A	N/A	170
0,105	140	150	150
0,125	120	115	120
0,149	100	100	N/A
0,150	N/A	N/A	100
0,177	80	80	N/A
0,180	N/A	N/A	85
0,210	70	65	72
0,250	60	60	60
0,297	50	48	N/A
0,300	N/A	N/A	52
0,354	45	42	N/A
0,355	N/A	N/A	44
0,420	40	35	35
0,500	35	32	30
0,595	30	28	N/A
0,600	N/A	N/A	25
0,707	25	24	N/A
0,710	N/A	N/A	22
0,841	20	20	N/A
1,000	18	16	16
1,190	16	14	N/A
1,200	N/A	N/A	14
1,410	14	12	N/A
1,680	12	10	10
2,000	10	9	8

Para realizar el ensayo, se seleccionan los tamices a utilizar, un mínimo de 4 y un máximo de 8, de malla más gruesa para el tamiz superior y más fina para el inferior, se depositan 100 g del material a caracterizar en el tamiz superior, la pila con la serie de mallas se ubica sobre un fondo ciego y se fija al dispositivo vibratorio que consiste de un motor equipado con un aditamento excéntrico que genera la vibración. Luego de media hora, se detiene la prueba, se separan los tamices y se pesa lo que se haya quedado en cada nivel, al final, se calcula un promedio ponderado con los pesos y las medidas de tamaño de partícula según los tamices que se utilizaron, con lo que se obtiene el tamaño promedio de las partículas en la muestra.

Figura 64. Clasificador de partículas con tamices.



ANEXO C. FLUIDIZACIÓN

La fluidización es un fenómeno de transporte en el que pequeñas partículas sólidas, son suspendidas por una corriente de fluido ascendente que vence su peso. Se dice que el lecho se encuentra en un estado fijo cuando el rango de flujo o la velocidad de entrada es baja, lo que ocasiona que las partículas descansen, unas sobre otras en la parte baja de la columna. Con la existencia de velocidades altas, las partículas se elevan a gran altura dentro de la columna, en donde en ocasiones son expulsadas, dando lugar al denominado transporte hidráulico o neumático. Pero ya con valores intermedios, cada partícula queda en un estado de suspensión individual en el flujo, aunque el lecho permanece inmóvil respecto a las paredes de la columna, a esto se le llama lecho fluidizado, donde el parámetro crítico para la definición del mismo es la velocidad del fluido que pasa por el lecho de partículas.

En un lecho de flujo ascendente, el gas o líquido que circula presenta una caída de presión a medida que va pasando por la brecha entre partículas y se puede calcular mediante la ecuación de Ergun¹¹:

$$\frac{\Delta P}{L} = 150 * \frac{(1-\varepsilon)^2}{\varepsilon^3} * \frac{\mu * U_o}{(\varphi * d_p)^2} + 1,75 * \frac{1-\varepsilon}{\varepsilon^3} * \frac{\rho_g * U_o^2}{\varphi * d_p} \quad (1)$$

En donde:

- U_o es la velocidad superficial del gas.
- ε es la porosidad del lecho.
- μ es la viscosidad del gas.
- d_p es el diámetro de la partícula.
- ρ_g es la densidad del gas.

La caída de presión es directamente proporcional a la magnitud de la velocidad del

¹¹ Ecuación formulada por el ingeniero químico Sabri Ergun en 1952 y extendida por Saatçi y Akgiray en 2001 que expresa la caída de presión del aire que circula a través de un lecho fijo de partículas.

fluido y el rozamiento de cada partícula. Con ese aumento se llega a un punto en que se rompe el estado estacionario por parte del sólido, este empieza a moverse y “flota” en el fluido circundante, es decir, se “fluidiza” por la acción del líquido o del gas.

Entre las aplicaciones de este concepto se pueden mencionar algunas como:

- Reacciones químicas entre las que se encuentran mejoras a la combustión y reducción de emisiones de gases de invernadero.
- Transferencia de masa.
- Secado y limpieza de sólidos.
- Lavado o Lixiviación de partículas sólidas.
- Intercambio de calor.
- Clasificación de partículas por tamaño, forma o densidad.
- Labores de acabado superficial.

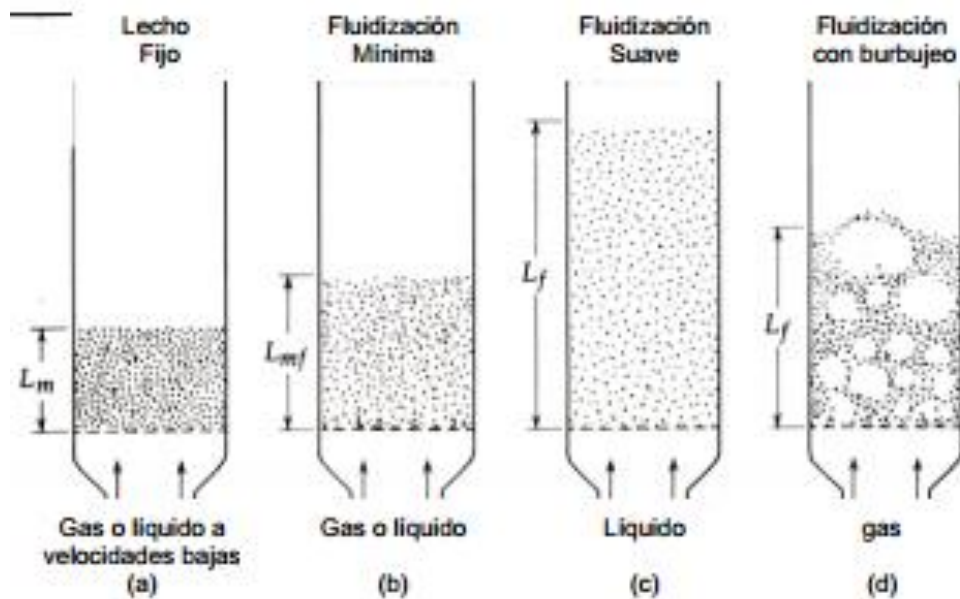
3.1. Fenómeno de fluidización.

Cuando se tiene un lecho vertical lleno de partículas se pueden considerar varios escenarios:

- Si la velocidad del gas es muy baja, no puede vencerse el peso de las partículas, tenemos un lecho fijo (Figura 65.1.a).
- Dependiendo de la naturaleza de las partículas, existirá un valor mínimo de velocidad U_{mf} para empezar a fluidizar el medio sólido (Figura 65.1.b).
- Si tenemos velocidades de fluidización de mayor magnitud, tendremos una expansión del lecho de manera homogénea, que solo puede ser observado cuando el gas es muy denso, a alta presión y las partículas son muy livianas (Figura 65.1.c).
- Los lechos con gas, suelen presentar burbujas que canalizan el gas, si la velocidad es mayor al valor mínimo de fluidización, con su aparición, la agitación de lecho es muy vigorosa y este se expande más allá de la altura de mínima fluidización (Figura 65.1.d), cosa que raramente sucede en los lechos líquido-sólido.

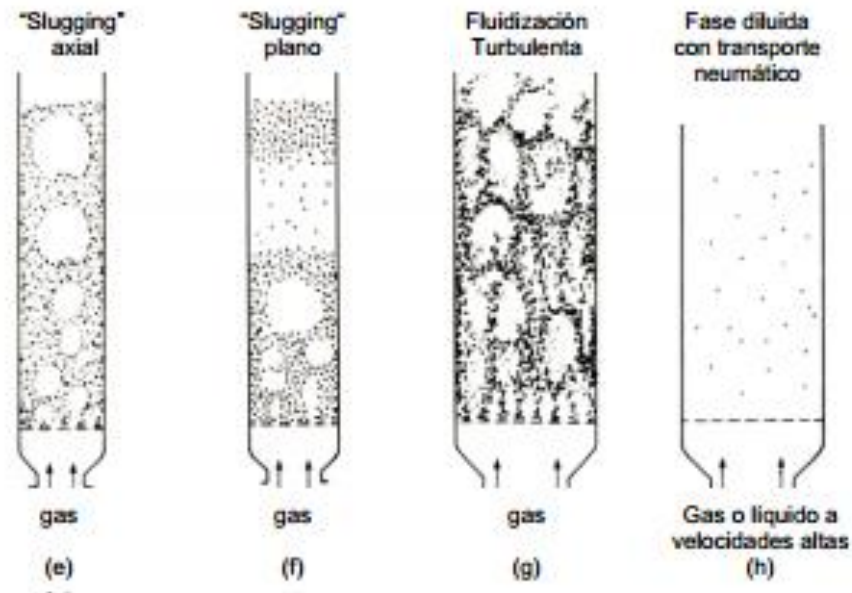
- Las burbujas pueden unirse y crecer mientras ascienden por el medio sólido, estas pueden llegar a ser lo suficientemente grandes como para expandirse en toda el área del lecho, si las partículas son pequeñas, estas fluyen hacia abajo pegadas a la pared alrededor de las grandes burbujas ascendentes (Figura 65.2.e).
- Si las partículas son grandes, el lecho queda debajo de la burbuja y es empujado, como un pistón y se presenta una “lluvia” dentro de la burbuja de aire que ocupa todo el ancho de la columna del lecho (Figura 65.2.f), fenómeno que ocurre cuando el lecho es de diámetro reducido.
- Al fluidizar el lecho a alta velocidad, existe la posibilidad de superar la velocidad terminal de las partículas, lo que desorganiza la parte superior del lecho. El gas arrastra material y en vez de burbujas, se ve un movimiento turbulento de paquetes de sólido y espacios llenos con gas de diversas formas y tamaños, estas condiciones dan la denominación al fenómeno de lecho fluidizado turbulento (Figura 65.2.g).
- Si la velocidad aumenta aún más, los sólidos se arrastran fuera del lecho, lo que abre paso al fenómeno de transporte neumático de fluidos (Figura 65.2.h).

Figura 65. Regímenes de fluidización.



Fuente: Kunii & Levenspiel – 1991.

Figura 65. Distintos regímenes de fluidización (continuación).



Fuente: Kunii & Levenspiel – 1991.

3.2. Características de los lechos fluidizados.

Antes de pensar en fluidizar, hay que considerar diversas características que intervienen, ya sea por parte del material sólido o del medio de fluidización.

Esfericidad: Se podría pensar que las partículas que contiene un lecho fluidizado son de forma esférica, pero eso solo encaja en la teoría pues, todas ellas presentan una geometría irregular y un parámetro que nos da la posibilidad de hacer esa aproximación es la esfericidad, que se define como:

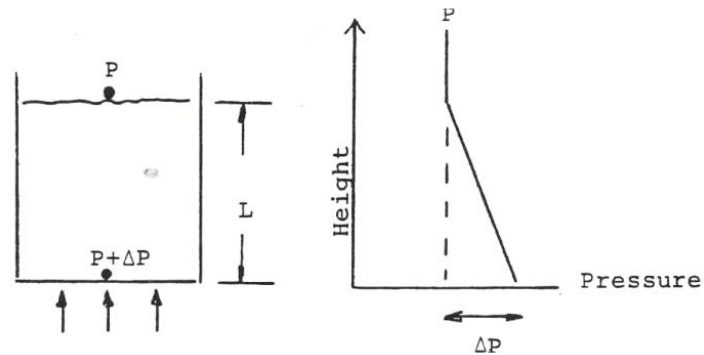
$$\varphi = \frac{\text{Área superficial de la esfera}}{\text{Área superficial de la partícula}} \quad (2)$$

Por lo que la anterior expresión nos permite conocer, en cuanto a forma, qué tan cerca de una esfera está la partícula, por ejemplo, para componentes como la arena, el carbón y el hierro, se tiene que la esfericidad es:

$$0,5 \leq \varphi \leq 0,9$$

Diferencia de presión en el lecho fijo: Al considerar un lecho fijo de sólidos, La diferencia de presión a través del lecho se debe a los gases que fluyen por el mismo, y se puede expresar mediante la ecuación de Ergun (ecuación 1).

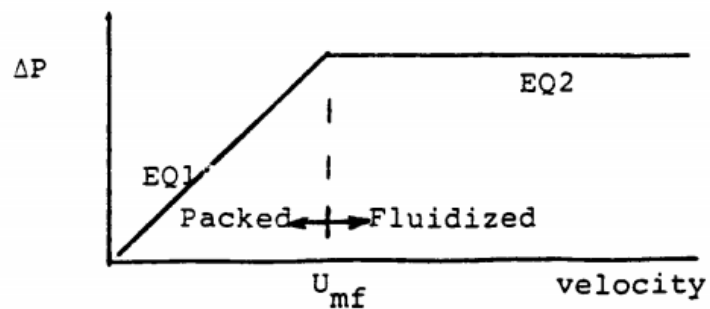
Figura 66. Diferencia de presión en un lecho fijo.



Fuente: Kunii & Levenspiel – 1991.

Altura del lecho: Es de gran importancia describir el estado en el que se encuentra un lecho, ya sea fijo o fluidizado. Se le llama lecho fijo cuando la diferencia de presión varía respecto a la velocidad, lo que se da cuando esta es menor al valor mínimo de fluidización (U_{mf}). En esta condición, la altura del lecho permanece constante pues las partículas no están suspendidas aún. Al alcanzar la velocidad mínima de fluidización, su altura se incrementa; este fenómeno de expansión es característico de los lechos fluidizados.

Figura 67. Relación de altura de lecho en función de la velocidad.



Fuente: Kunii & Levenspiel – 1991.

Porosidad: La relación entre el espacio libre de partículas representa la porosidad del lecho que está ocupada por el espacio entre moléculas. A la velocidad mínima de fluidización esta se representa como ε_{mf} , conocer su valor es importante en el estudio de la fluidización y la forma más sencilla de hacerlo es experimentalmente de la siguiente manera:

$$\varepsilon_{mf} = \frac{\text{volumen hueco}}{\text{volumen total}} = 1 - \frac{\text{Volumen del sólido}}{\text{volumen del lecho}} \quad (3)$$

En términos generales, se tiene que:

$$V_{sólido} = V_{total} * (1 - e) \quad (4)$$

$$\varepsilon = 1 - e \quad (5)$$

en donde “e” es el porcentaje de aire de la muestra y ε es el valor de la porosidad.

Conociendo el volumen del sólido y la densidad del material, obtengo el valor de la masa fácilmente. El volumen del lecho se calcula con el producto del área transversal por la altura de lecho L_{mf} mientras esté fluidizado a U_{mf} .

Diámetro promedio de partícula: Es preciso pensar que las partículas a fluidizar nunca van a ser iguales. Aunque muchos parámetros dependen del diámetro promedio de estas. Para calcularlo, se necesita conocer la distribución de esta variable mediante la realización de un muestreo. La idea es tratar de usar partículas con un área superficial aproximada entre ellas de la siguiente forma:

$$\overline{d_s} = \frac{1}{\sum \frac{x_i}{d_{s_i}}} \quad (6)$$

En donde:

x_i : es la frecuencia relativa de la clase.

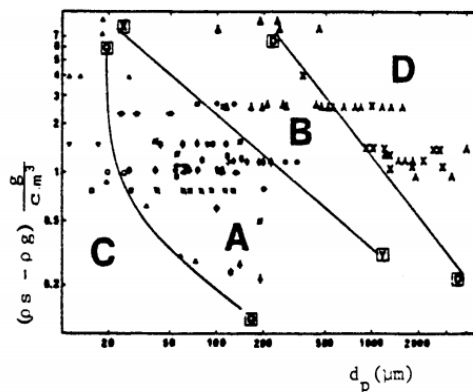
d_{s_i} : es la marca de clase correspondiente.

3.3. Clasificación de las partículas.

Las propiedades de las partículas tendrán un impacto en la U_{mf} y a su vez en otros factores. Es de gran importancia agrupar las clases de partículas en categorías cuyo comportamiento sea similar en circunstancias de lecho fluidizado. Con esta clasificación es posible hacer una extrapolación de los resultados obtenidos con un tipo de partícula a otras con características similares. Mediante la experimentación, Geldart logró clasificarlas de menor a mayor tamaño:

- Grupo D: Partículas de gran tamaño y/o densidad. Que en lechos profundos son muy difíciles de fluidizar, como los granos de café.
- Grupo C: Polvos muy finos o cohesivos. Son de difícil fluidización pues las fuerzas entre partículas, al ser cohesivo, son más importantes que las logradas por el arrastre, dos ejemplos muy característicos de este grupo son el talco o la harina.
- Grupo B: Elementos parecidos a la arena, partículas con un diámetro medio entre los 40 y los 500 μm , con una densidad entre 1.4 y 4 g/cm^3 . Fluidizan muy bien y burbujan muy vigorosamente.
- Grupo A: Materiales fáciles de fluidizar, de tamaño pequeño y baja densidad, con valores menores a 1.4 g/cm^3 .

Figura 68. Clasificación de las partículas por densidad y su diámetro medio.



Fuente: Kunii & Levenspiel – 1991

Tabla 10. Características generales de los tipos de partícula

CONCEPTO	GRUPO A	GRUPO B	GRUPO C	GRUPO D
Denominación de la partícula	Aireable	Fácil de Burbujear	Cohesiva	Partículas grandes
Ejemplo	Catalizadores	Arena	Harina o talco	Granos de soya
Forma de la burbuja	De base recta, semiesférica	Redonda	Formación de canales, sin burbuja	Redonda
Comportamiento de expansión	Alta	Media	Baja	Media
Diámetro de partícula	Entre 20 y 90 μm	Entre 90 y 650 μm	Menor a 20 μm	Mayor a 650 μm
Características de fluidización	Fácil fluidización	Fácil fluidización	Dificultades debidas a la cohesión	Partículas densas, difícil fluidizar

3.4. Fluidización Particulativa y Agregativa.

Aprender a diferenciar entre los dos grandes tipos de fluidización es muy importante. En el entorno práctico, la fluidización particulativa es aquella que se compone de un sistema líquido-sólido y agregativa es el nombre que se da cuando la mezcla es de gas-sólido.

La fluidización particulativa resulta ser una operación con un excelente nivel de estabilidad y homogeneidad, debido a la concentración prácticamente uniforme y espacial de las partículas. Es un fenómeno que presenta una expansión muy regular y si tenemos una mezcla agregativa, solo puede lograrse este estado en condiciones muy específicas.

En el caso de la mezcla entre gas y sólido, el comportamiento no es homogéneo, por lo genera suele haber vacíos importantes, que, cuando son pequeños, se es denomina burbujas, que se forman en la parte inferior del lecho muy cerca al distribuidor y se elevan a lo largo de la columna, causando agitación y gran

inestabilidad.

Los científicos Wilhelm y Kwauk, en 1948, sugirieron la utilización de un número adimensional, conocido como la constante de Freude, para ayuda en los cálculos de la velocidad mínima de fluidización como criterio, en donde:

$$Fr = \frac{U_{mf}^2}{g * d_p} \quad (7)$$

U_{mf} es la velocidad mínima de fluidización.

g es la aceleración de la gravedad.

d_p es el diámetro de la partícula.

Si $Fr > 1$, el comportamiento del sistema es agregativo, caso contrario, será particulativo. Si Fr adquiere valores muy cercanos o iguales a la unidad, se observará un comportamiento particular.

3.5. La velocidad mínima de fluidización.

El punto crítico para fluidizar, es conocer el mínimo valor de velocidad para que esta se lleve a cabo, es una propiedad de la partícula, y además es sensible a su forma, tamaño y densidad. Existen tres procedimientos básicos que son útiles para generar ecuaciones que hagan una correlación de estos datos, válidas para sistemas fluidizados con líquido y con gas.

- **Ecuación de caída de presión contra velocidad.**

Como siempre, se inicia desde el caso más básico en el que, la sumatoria de fuerzas en la partícula iguala el peso de la misma con la caída de presión:

$$\begin{aligned} & \text{Fuerza de arrastre} = \text{Peso de la partícula} \\ & (\text{Caída de presión})(\text{Área}) = (\text{Volumen lecho})(\text{Porosidad})(\text{Peso específico}) \\ & \Delta P_{lecho} * A_{transv} = A_{transv} * L_{mf} * (1 - \varepsilon_{mf}) \left[(\rho_s - \rho_g) * \frac{g}{g_c} \right] \end{aligned} \quad (8)$$

En donde:

L_{mf} es la altura del lecho a mínima fluidización.

ε_{mf} es la porosidad del lecho a mínima fluidización.

ρ_s es la densidad de la partícula.

ρ_g es la densidad del gas.

Y si reordenamos los términos tenemos:

$$\frac{\Delta P_{lecho}}{L_{mf}} = (1 - \varepsilon_{mf}) * \left[(\rho_s - \rho_g) * \frac{g}{g_c} \right] \quad (9)$$

Como se mencionó anteriormente, el valor de ε_{mf} se debe estimar experimentalmente mediante la diferencia de volúmenes, pues la medición del volumen exacto de sólido y aire en un lecho poroso, así este se encuentre en régimen estacionario o de lecho fijo, es muy difícil de llevar a cabo.

- **Ecuaciones para el cálculo de los parámetros básicos de fluidización.**

Al combinar la expresión (6) con la ecuación de Ergun (1), obtenemos una ecuación de segundo orden para calcular U_{mf} de la siguiente manera:

$$\frac{1,75}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s} * \left(\frac{d_p U_{mf} \rho_g}{\mu} \right)^2 + 150 * \frac{(1 - \varepsilon_{mf})}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s^2} * \left(\frac{d_p U_{mf} \rho_g}{\mu} \right) = \frac{d_p^3 \rho_g (\rho_s - \rho_g) g}{\mu^2} \quad (10)$$

También puede expresarse en términos de números adimensionales como:

Reynolds: $Re = \frac{d_p U_{mf} \rho_g}{\mu}$

Arquímedes: $Ar = \frac{d_p^3 \rho_g (\rho_s - \rho_g) g}{\mu^2}$

Y la expresión resultará siendo:

$$\frac{1,75}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s} Re_{p,mf}^2 + \frac{150(1-\varepsilon_{mf})}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s^2} Re_{p,mf} = Ar \quad (11)$$

Aunque, si no conozco el valor de la porosidad (ε) y/o la esfericidad (φ) es:

$$K_1 Re_{p,mf}^2 + K_2 Re_{p,mf} = Ar \quad (12)$$

Donde:

$$K_1 = \frac{1,75}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s^2}$$

$$K_2 = 150 \frac{(1 - \varepsilon_{mf})}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s^2}$$

Los valores de K_1 y K_2 fueron variables resueltas experimentalmente por los científicos Wen y Yu, que notaron que estas variaban muy poco para los distintos valores de numero de Reynolds, con el tiempo, distintos investigadores propusieron valores para las constantes que se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 11. Distintos valores para K, hallados de manera experimental

Investigador	$K_2/2K_1$	$1/K_1$
Wen y Yu (1966)	33,7	0,0408
Richardson (1971)	25,7	0,0365
Saxena y Vogel (1977) (Dolomita a alta P y T)	25,3	0,0571
Babu et al. (1978)	25,3	0,0651
Grace (1982)	27,2	0,0408
Chitester et al (1984) (Carbón hasta 64bar)	28,7	0,0494

En un entorno práctico, la alternativa más sencilla es acudir a las aproximaciones de Wen y Yu en donde:

$$\frac{1}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s} = 14$$

$$\frac{1 - \varepsilon_{mf}}{\varepsilon_{mf}^3 \varphi_s^2} = 11$$

Lo que reduce la ecuación 9 a:

$$\frac{d_p U_{mf} \rho_g}{\mu} = \sqrt{33,7^2 + 0,0408 * \frac{(d_p^3 \rho_g (\rho_s - \rho_g) g)}{\mu^2}} - 33,7 \quad (13)$$

Si tengo partículas pequeñas entonces:

$$U_{mf} = \frac{d_p^2 (\rho_s - \rho_g) g}{1650 \mu} ; \quad \text{con } Re_p < 20 \quad (14)$$

Y para partículas grandes:

$$U_{mf}^2 = \frac{d_p (\rho_s - \rho_g) g}{24,5 \rho_g} ; \quad \text{con } Re_p > 1000 \quad (15)$$

Vale la pena observar que la viscosidad tiene un papel importante cuando tenemos partículas pequeñas. Ya teniendo estas ecuaciones, pueden hallarse los parámetros principales que tiene que ver con la fluidización, incluyendo la velocidad mínima para fluidizar.

3.6. El Distribuidor.

Además de soportar el lecho, el distribuidor tiene la función de homogeneizar el flujo del gas, de tal forma que salga con un perfil de velocidad parejo mediante la generación de una caída de presión, teniendo en cuenta este concepto, el mejor distribuidor es el que produce una mayor cantidad de pérdida de presión a través de una mayor cantidad de sección con el mayor número de orificios posible.

Existen muchos tipos de distribuidores, entre los diseños más importantes están los de platos perforados con una rejilla intermedia, que forman una especie de "sándwich". Pueden ser también dos platos con perforaciones alternadas, con forma

cóncava, o pueden ser barras con ranuras estrechas entre ellas, algunos diseños especiales llegan a ser toberas con formas de campana.

Si la caída de presión del distribuidor es muy alta, se dispara el coste de la impulsión del gas, caso contrario, si es muy baja, la distribución no se llevará a cabo satisfactoriamente, por lo que habrá caminos preferentes, dando paso a zonas con más presión que otras. Debido a que el lecho presentará burbujas, existirá una gran cantidad de cambios en la caída de presión del distribuidor, el gas tiende a entrar por la zona con menor presión, por eso es necesario una caída de presión mínima para superar este fenómeno.

Una caída de presión significativa también provocará que cuando se active el flujo del medio de fluidización, los agujeros se destaparán todos a la vez, si por alguna circunstancia las partículas del lecho los obstruyen.

A pesar de su necesidad, la caída de presión no puede ser demasiado alta. Existen sistemas donde la fuente de gas tiene niveles significativos de presión, en donde proporcionar la fuerza necesaria para superar al distribuidor no es obstáculo, pero se presenta un aumento considerable de la velocidad en los orificios.

Para diseñar la caída de presión del distribuidor, se tiene en cuenta la caída de presión producida por el lecho fluidizado, mediante la relación:

$$\text{Relación de caída de presión} = r_p = \frac{\Delta P_{distrib}}{\Delta P_{lecho}} \quad (16)$$

Para que la caída de presión no genere un incremento en el coste del bombeo de gas, se recomienda utilizar un valor de r_p entre 0,4 y 0,5.

Existe también otra relación en la que se relacionan el diámetro (D) y la altura del lecho (H):

$$r_p = 0,01 + 0,2 \left(1 - e^{-\frac{D}{2H}} \right) \quad (17)$$

En donde los lechos con gran diámetro tienden a tener un r_p de 0,21, según la

expresión.

Si los orificios se distribuyen de forma rectangular, se tiene que la cantidad de orificios por unidad de superficie es:

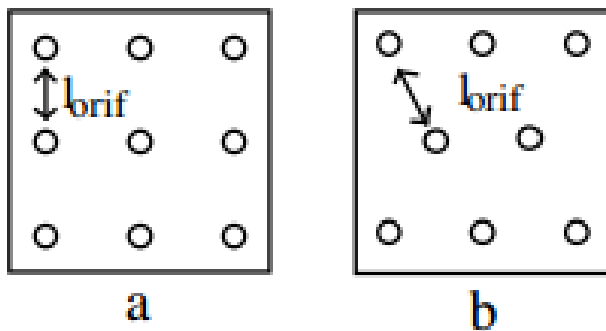
$$N_{ori} = \frac{1}{l_{ori}^2} \quad (18)$$

Y para una distribución triangular, tengo que:

$$N_{ori} = \frac{2}{\sqrt{3}l_{ori}^2} \quad (19)$$

Para ambas ecuaciones, N_{ori} es una variable que expresa densidad de orificios, es decir, número de orificios por densidad de área, l_{ori} es un indicador de distancia entre los centros de los orificios.

Figura 69. Distribuidor: a) rectangular, b) triangular.



Fuente: Flórez & Posada – 2007.

3.7. Hechos experimentales de la fluidización.

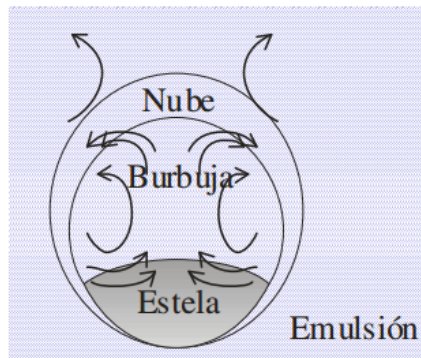
Cuando se tiene un lecho fluidizado en el estado de mínima fluidización, en donde se inyecta una cantidad extra de gas que da lugar a una burbuja aislada (régimen burbujeante controlado) se tiene que:

- Las burbujas tienden a ser esféricas, su contenido de sólidos es menor a 1%.
- Las burbujas ascienden más rápido a medida que son más grandes. Se tiene

que la velocidad de ascenso de una burbuja viene dada por la ecuación: $U_{br} = 0,711(gd_b)^{0,5}$ cuya forma es idéntica a la velocidad de ascenso de una burbuja de gas inyectada a un medio líquido.

- Cuando se tienen perturbaciones por efectos de la pared ($d_b < 0,13d_t$) la ecuación anteriormente mencionada se desvía hasta que la burbuja se considera un slug ($d_b \geq 0,6d_t$) en donde su velocidad será $U_{slug} = 0,35(gd_t)^{0,5}$.
- Existe transferencia de masa entre el gas de la burbuja y el gas en los espacios intersticiales del lecho.
- Mientras la burbuja asciende por el lecho, va apartando los sólidos del mismo, además, se forma una estela en la parte inferior donde los sólidos son arrastrados por el ascenso de la misma.

Figura 70. Modelo de burbuja transfiriendo sólidos en la estela.



Fuente: Conesa - 2010.

Existen más correlaciones y cálculos para el desarrollo de un lecho fluidizado, pero estas existen cuando se presenta reacción química en su interior: se transporta reactivo en el medio de fluidización para causar una reacción en el lecho y el medio funciona como catalizador y medio de transporte.

ANEXO D. PATENTE CA 1202577A. MÉTODO DE FILTRACIÓN USANDO LECHOS SEMIFLUIDIZADOS

Por: Liang-Tseng Fan, Edward H. Hsu.

Fecha de lanzamiento: 1 de abril de 1986.

RESUMEN:

Un método para filtrar sólidos finos de un fluido (gas o líquido) fluyendo hacia arriba a través de una cámara que contiene un lecho semifluidizado de partículas filtro discretas.

Durante la operación de filtrado, la sección superior acumulada del lecho, es inmovilizada por un retenedor poroso en la parte superior de la cámara y a medida que la operación continua, la sección empaquetada del lecho se expande gradualmente hacia abajo y el lecho fluidizado inferior, disminuye su tamaño progresivamente, extendiendo así la duración del recorrido de la filtración y abriendo paso a una distribución más uniforme de los sólidos a través del filtro.

El campo de esta invención es el método de la filtración de sólidos en partículas a partir de un líquido o gas, y particularmente operaciones de filtración llevadas a cabo con lechos semifluidizados de medios de filtración. La semifluidización se refiere al fenómeno creado cuando se comprime una masa de partículas fluidizadas; Desde arriba con una placa de contención porosa, dando lugar a la formación de un lecho fluidizado y un lecho fijo en serie dentro de un solo contenedor.

El concepto de semifluidización lo se describió por primera vez por Fan et al, A I. Ch. E. 30th journal, Vol. 5, pp. 407-409, en septiembre de 1959, "semifluidización". Los lechos semifluidizados se describieron por primera vez como un medio para llevar a cabo reacciones químicas en las que se obtiene la alta velocidad de reacción de un lecho fluidizado dentro de la porción inicial fluidizada del lecho, De la cama, aprovechando la mayor tasa de terminación de los reactores de lecho fijo.

Al mismo tiempo, este documento presenta consideraciones para llevar a cabo un proceso de separación por semifluidización:

Este método para filtrar partículas sólidas finas, debe contar con un distribuidor poroso en la parte baja de la estructura, junto con un retenedor poroso superior extendido a través de una sección transformándola en un doble fondo.

En la primera fase de la filtración, el lecho debe tener suficiente altura para evitar la ruptura de los sólidos que se filtren al ser retirados del lecho por la sección que se comprime y concentrar los sólidos mientras son removidos a través de la sección adyacente.

En una segunda fase de la filtración, con el medio de fluidización circulando a través del área, se deposita junto con el material filtrado en una sección adicional hasta que el flujo de sólidos se reduzca considerablemente, lo que se traduce en una reducción en la concentración en la sección que está siendo compactada sin cambiar la posición del retenedor que se encuentra en medio de la cámara de filtración.

ANEXO E. PRUEBAS ADICIONALES AL MINERAL.

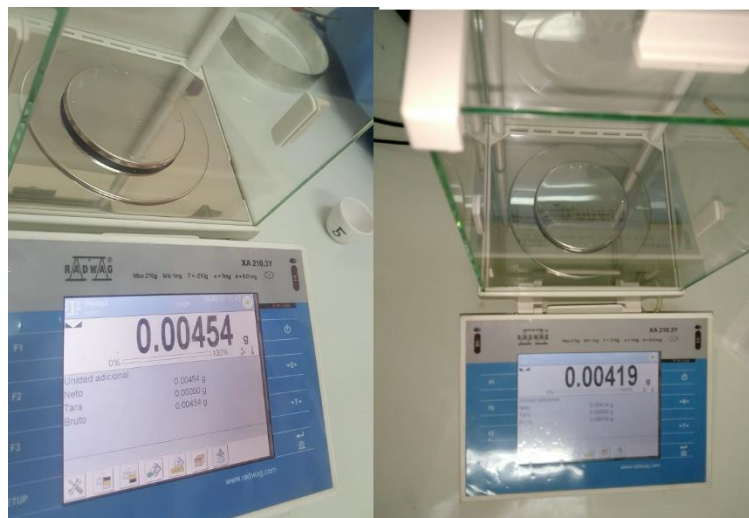
Para realizar una comprobación completa de la cantidad de oro en el mineral recibido, se realizaron varias pruebas al fuego con el objeto de obtener un valor que represente la totalidad del material.

Figura 71. Copelación de muestras adicionales de mineral original.



El pesaje de las dos copelas arroja un valor cercano entre ellas.

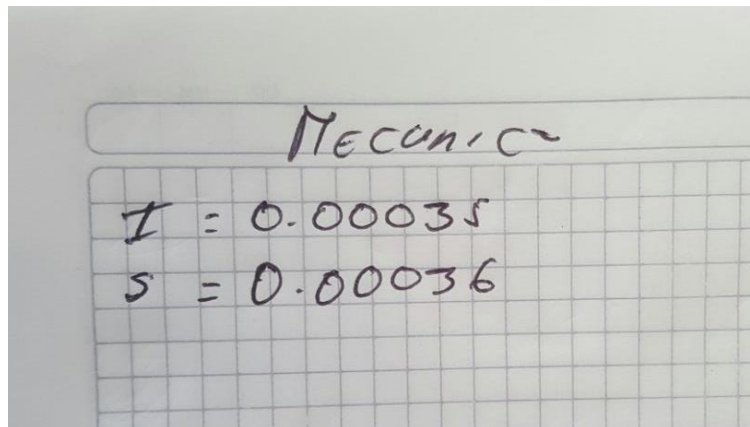
Figura 72. Pesaje del dore, pruebas adicionales.



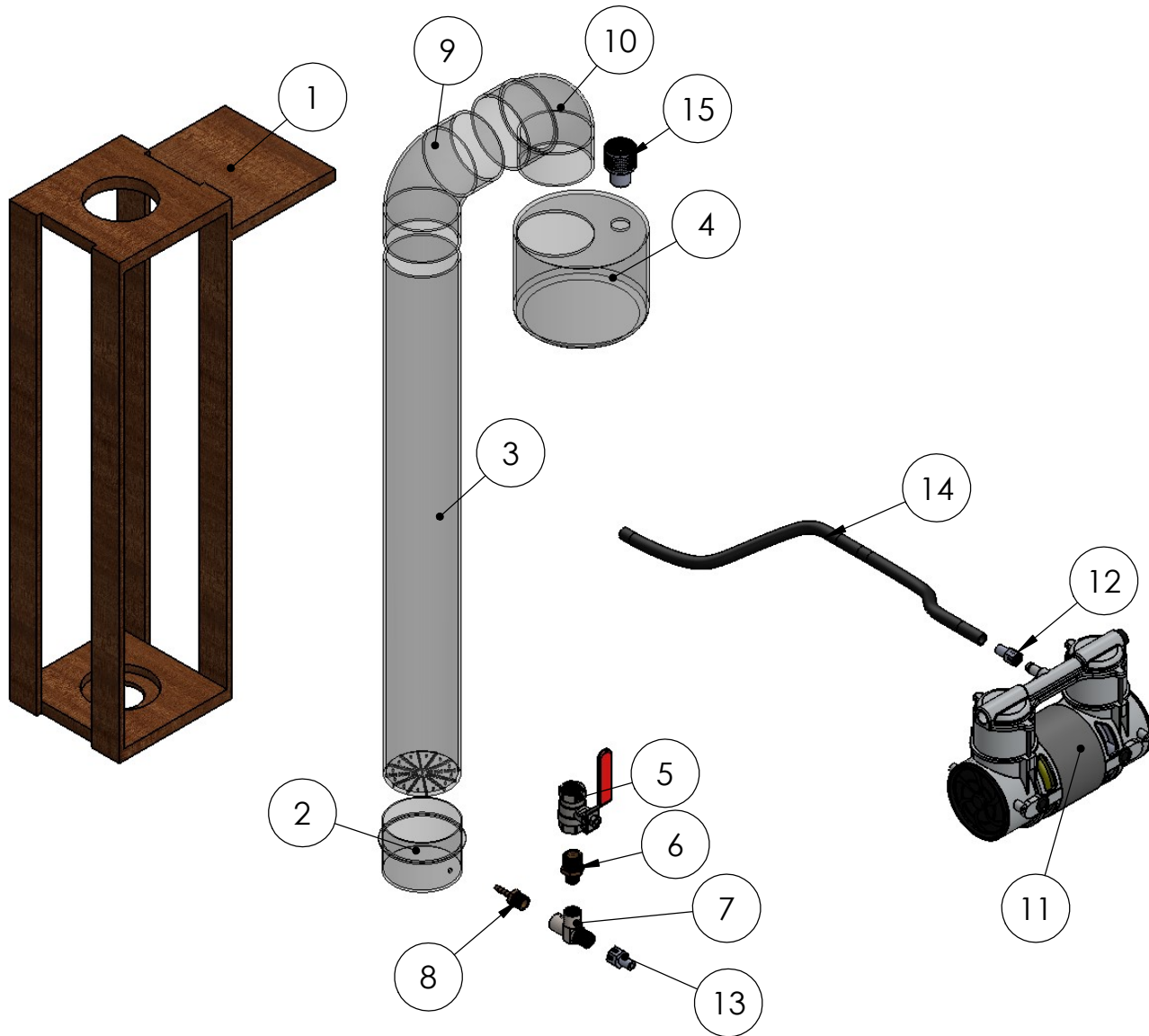
El cálculo de la concentración de los dore adicionales de la figura 72, arroja una cifra de concentración de 151,3 y 139,6 gramos de dore por tonelada de material respectivamente.

Por falta de disponibilidad de ácido nítrico en el laboratorio de piro metalurgia de la Universidad Industrial de Santander, el técnico jefe del laboratorio, Ambrosio Carrillo, realiza el ataque químico y pesaje de la cantidad de oro enviando estos resultados:

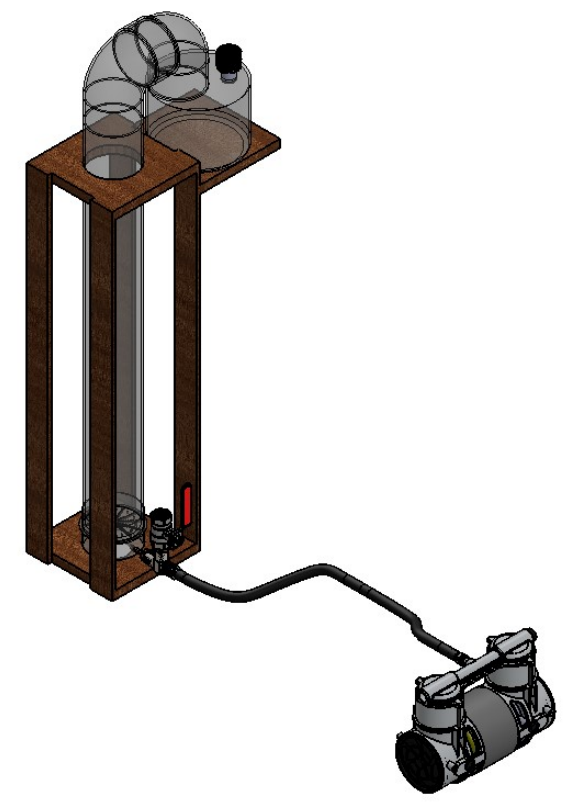
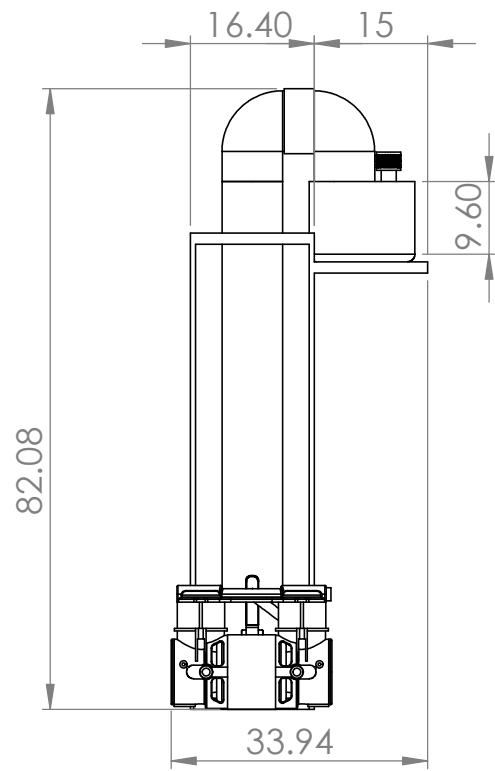
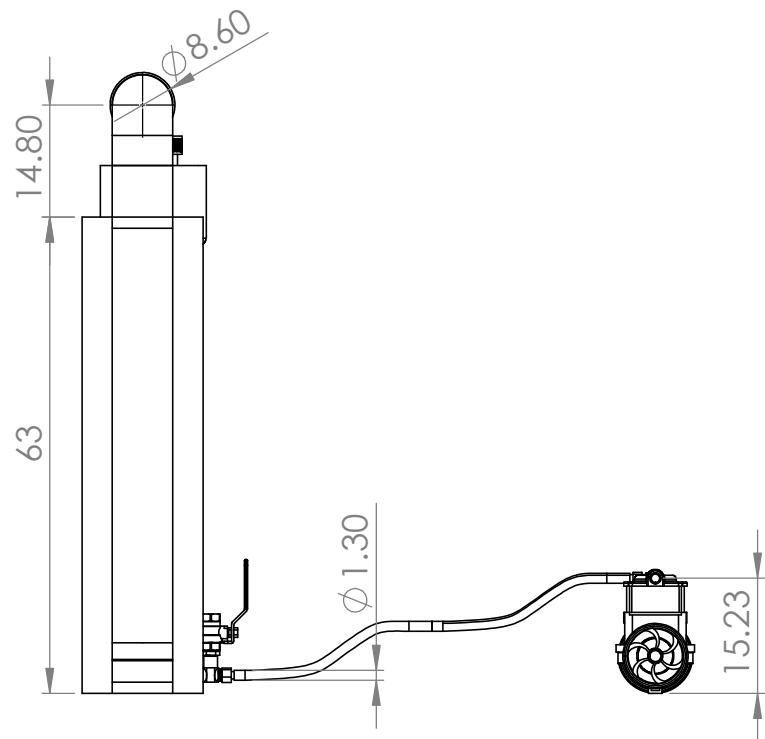
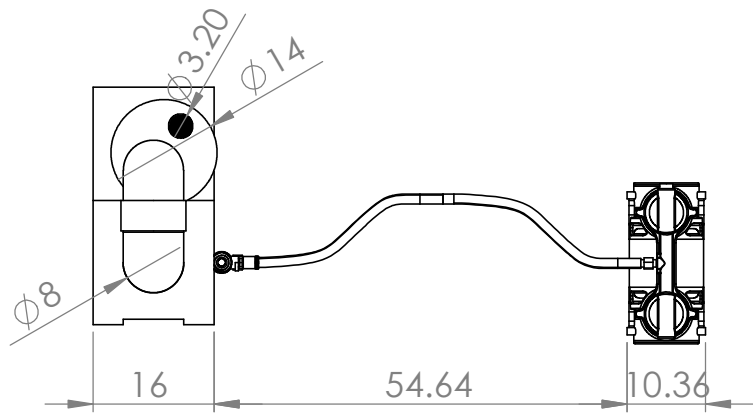
Figura 73. Resultados pruebas adicionales.



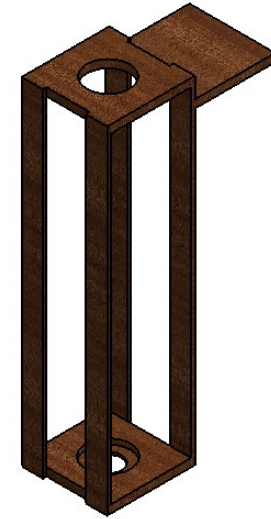
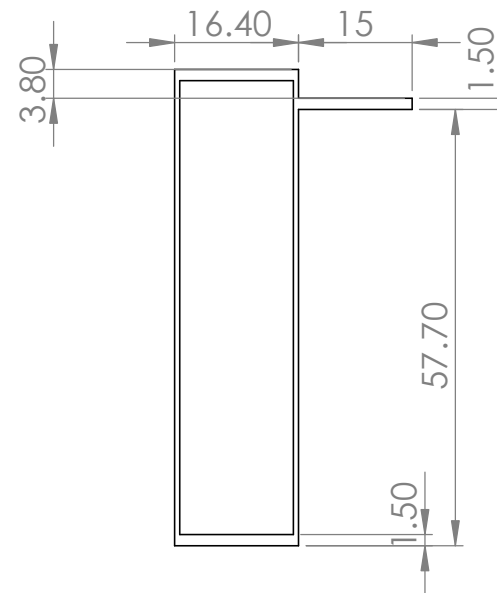
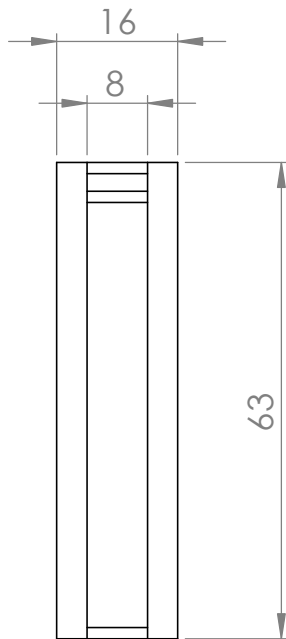
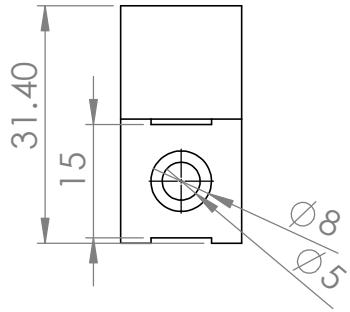
Los valores presentados por el jefe del laboratorio mostrados en la figura 73, arrojan una concentración de 11,6 y 12 gramos por tonelada respectivamente, lo que se promedia con el valor presentado en el capítulo 3 para tomar como punto de referencia en la fase de diseño.

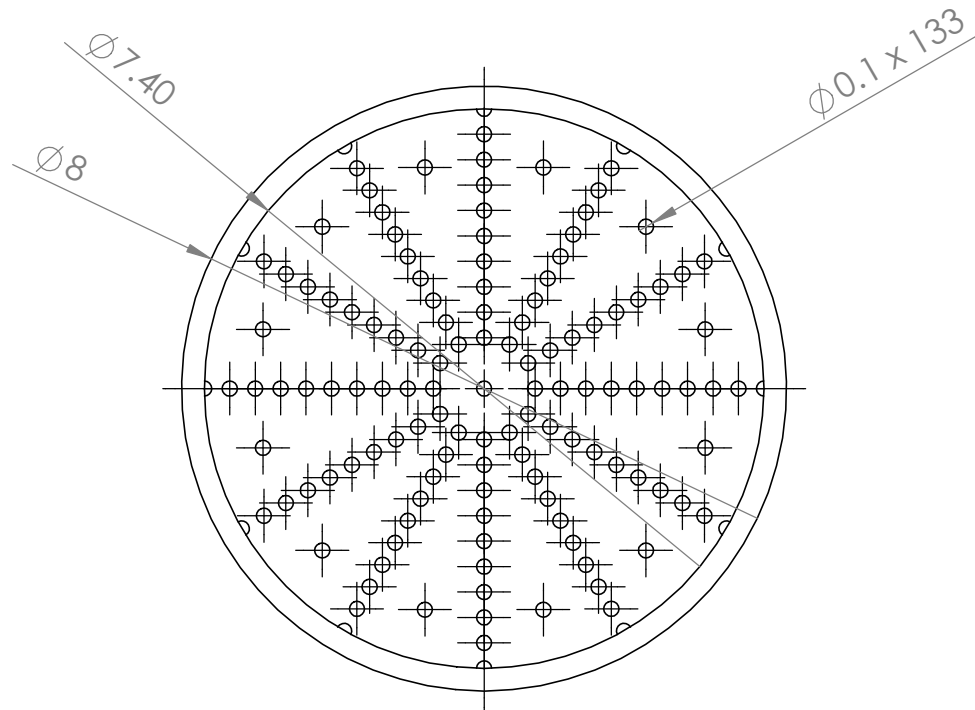
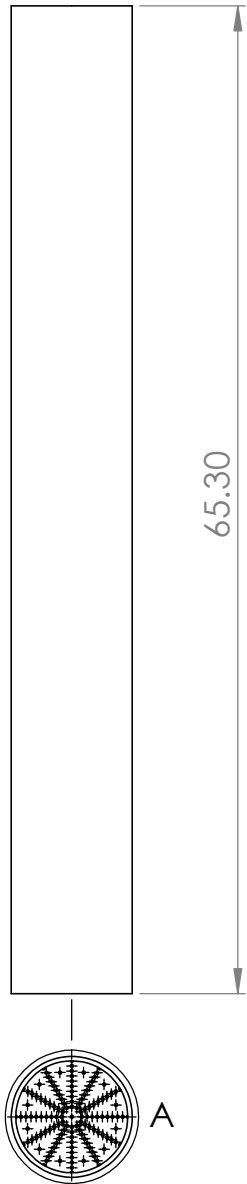


ITEM NO.	PART NUMBER	QTY.
1	Bastidor	1
2	Camara de presion	1
3	Cilindro de acrilico	1
4	Recipiente recolector	1
5	Valvula Esfera 1.2 PN 30 CR	1
6	Acople de la valvula	1
7	Acople en T	1
8	Acople camara de presion	1
9	Codo 1	1
10	Codo 2	1
11	Thomas 2450 compressor	1
12	Acople manguera 1	1
13	Acople manguera 2	1
14	Manguera	2
15	Filtro de aire	1



	ESCUELA DE INGENIERÍA MECÁNICA			Ensamble		MATERIALES: Madera, acrílico, acero inoxidable	
	ESCALA 1:10	MEDIDAS cm	FECHA:07/2017	DIBUJADO POR: Fabian Duran.	Diego Ortiz.	ISO	Plano 2 de 5





DETAIL A
SCALE 1 : 1

