

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что применение модифицированного бутилового ксантогената позволяет уменьшить расход реагента на 10 г/т по сравнению с бутиловым ксантогенатом и увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6–4,5 % без потери качества концентрата.

Далее полученный коллективный концентрат подвергался разделению на медный, свинцовый и цинковый концентраты по прямой селективной схеме флотации.

Цикл медной флотации проводился после доизмельчения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата при pH=8. Доизмельчение коллективного концентрата проводилось в пределах 85–98 % класса – 0,074 мм.

В процессе прямой селективной флотации был определен оптимальный расход модифицированного бутилового ксантогената в сравнении с бутиловым ксантогенатом. При оптимальном расходе бутилового ксантогената 15 г/т был получен медный концентрат с содержанием меди 26,9 %, при извлечении – 59,7 %. Расход модифицированного бутилового ксантогената варьировался от 5 до 15 г/т. Расход пенообразователя Т-80 составлял 10 г/т. Использование модифицированного бутилового ксантогената при оптимальном расходе 10 г/т позволяет повысить извлечение меди в концентрат примерно на 5 %. В этом случае получен медный концентрат с содержанием меди 28,5 % при извлечении 66,3 %.

Далее по прямой селективной схеме проведены исследования по выбору оптимальных условий свинцовой и цинковой флотации с применением модифицированного ксантогената с получением свинцового и цинкового концентратов в сравнении с базовым бутиловым ксантогенатом. Расход базового бутилового ксантогената составлял в свинцовом цикле 15 г/т, в цинковом цикле – 25 г/т. Расход модифицированного бутилового ксантогената варьировался в свинцовом цикле от 5 до 20 г/т, в цинковом цикле – 10–25 г/т. Расход пенообразователя Т-80 в основной свинцовой флотации составлял 10 г/т, в основной цинковой флотации – 15 г/т. Анализ полученных данных показал, что с применением базового бутилового ксантогената получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 55,8 % при извлечении 85,1 %. При оптимальном расходе модифицированного бутилового ксантогената 15 г/т, был получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 56,1 % при извлечении 90,1 %, повышается извлечение свинца на 3–5 %.

Цинковый цикл флотации проводился при pH 10,0–10,5 с использованием в качестве активатора цинковых минералов медного купороса. Оптимальный расход модифицированного бутилового ксантогената составляет 20 г/т. В отличие от традиционного собирателя при использовании нового модифицированного бутилового ксантогената повышается извлечение цинка на 78,9–83,5 %, улучшается качества с 52,9–54,5%. В камерном продукте цинковой флотации при применении модифицированного бутилового ксантогената получен пиритный концентрат примерно такого же качества и извлечения как и при базовом бутиловом ксантогенате. Полученные результаты флотации руды Армеевского месторождения с получением селективных концентратов при использовании модифицированного бутилового ксантогената в сравнении с базовым бутиловым ксантогенатом натрия приведены в таблице 1.

Таким образом, применение модифицированного бутилового ксантогената в схеме селективного разделения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата из руды Армеевского месторождения показало его эффективность в сравнении с базовым бутиловым ксантогенатом. При этом отмечается повышение извлечения меди, свинца и цинка в разноименные концентраты на 3–5 % и снижение расхода реагента на 10–15 %.

Литература

1. Муханова А.А. Эффективность использования нового модифицированного ксантогената в цикле флотации полиметаллических руд // Вестник КазНАЕН «Модернизация казахстанской науки: вклад ученых в индустриально-инновационное развитие». – Алматы, 2013. – № 3. – С. 56 – 60.
2. Тропман Э.П., Сулаквелидзе Н.В., Русских Л.В. Эффективные флотационные реагенты, перспективы их промышленного применения // Химия и химическая технология на рубеже тысячелетий: III Всероссийская научная конференция. – Томск, 2004. – С. 97 – 99.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТЕРМИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ ОРГАНИЧЕСКИХ ВЕЩЕСТВ В ПРОИЗВОДСТВЕ АКТИВИРОВАННОГО УГЛЯ ИЗ РИСОВОЙ ШЕЛУХИ ВО ВЬЕТНАМЕ

Нгуен Мань Хиеу

Научный руководитель профессор В.В. Коробочкин

Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Во Вьетнаме рис является главной культурой из всех сельхозпродуктов, его посевы занимают огромные площади по всей стране. В 2011 году по данным [3] продуктивность риса во Вьетнаме составила 42 миллиона тонн и продолжает увеличиваться. При переработке риса для экспорта и для внутреннего использования выбрасывают огромное количество шелухи, обычно эти отходы сбрасывают в канализацию, что приводит к загрязнению окружающей среды. В связи с этим поиск путей утилизации этих выбросов является актуальной проблемой.

В настоящее время существует несколько способов переработки рисовой шелухи: использование рисовой шелухи в производстве топливных брикетов, в шинной и в цементной промышленности и др. Но эти

способы переработки не дают большую экономическую эффективность, так как в производстве топливных элементов не утилизируют значительное количество диоксида кремния, который входит в состав золы шелухи риса, и наоборот, в шинной и цементной промышленности используют в основном только кремниевую часть шелухи. Поэтому поиск новых путей переработки рисовой шелухи, которые позволяют одновременно утилизировать и кремниевую и углеводородную часть является важной задачей [1-2].

Предлагается новый способ переработки рисовой шелухи, который позволяет получить в одном технологическом цикле активированный уголь и диоксид кремния. Сущность способа заключается в следующем: сжигание исходного сырья при оптимальном температурном режиме, обработка полученной золы щелочью, отделение угля от жидкого стекла, активация полученного угля, переработка жидкого стекла в диоксид кремния. Технологическая схема процессов иллюстрируется на рисунке 1.



Рис. 1 Технологическая схема процессов переработки рисовой шелухи с получением активного угля и диоксида кремния

Температура сжигания шелухи является важным фактором, влияющим на скорость карбонизации и качество полученного активного угля. В данной работе был исследован процесс термического разложения рисовой шелухи с целью определения оптимального температурного режима сжигания. В качестве объекта исследования была использована рисовая шелуха с равнины Красной реки Вьетнама. Ниже приведена кривая ТГА рисовой шелухи.

Из рисунка видно что, при температуре ниже 150 °С происходит процесс испарения воды из шелухи, при температуре 250–350 °С протекает процесс резкого разложения лабильных органических веществ; большинство органических веществ разлагается в этом интервале. При дальнейшем увеличении температуры до 600 °С происходит разложение остальных органических соединений.

Чтобы определить количество угля в полученном после карбонизации продукте использовали метод абсолютного сжигания, т.е. навеску продукта сжигали в течение длительного времени и регистрировали снижение массы. Результаты анализа показали, что в содержание угля в продукте составляет 54–56 % мас., а сумма диоксида кремния и других оксидов составляет 44–46 % мас.

При температуре сжигания выше 850 °С оказывается перегретым и поверхность имеет белый цвет, что говорит о наличии диоксида кремния, выделяющегося после сжигания. Вместе с тем с увеличением температуры, пористость полученного угля снижается, поэтому его активность уменьшается. Структура золы после сжигания при температуре 850 °С показана на рисунке 3.

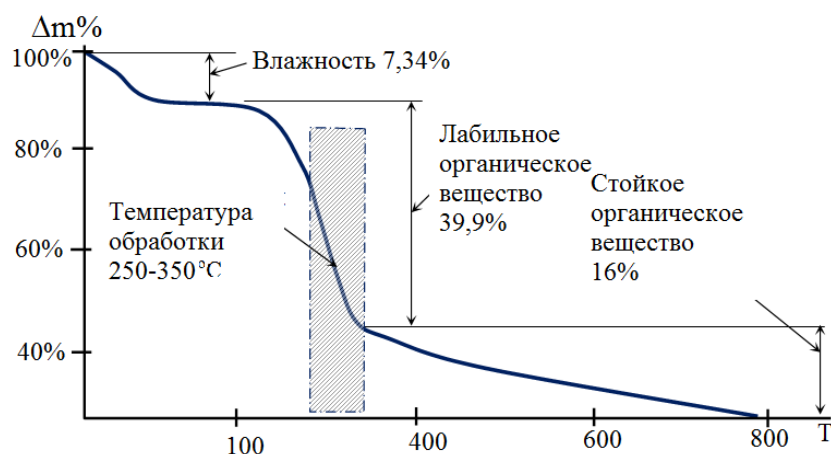


Рис. 2 Термогравиметрический анализ рисовой шелухи



Рис. 3 Структура золы после сжигания при температуре 850 °C
а - поверхность золы огрубела из-за перегрева; б- головка отделившегося диоксида кремния;
в- пористость полученного угля сузилась

Из вышесказанных исследований можно сделать вывод о том, что из рисовой шелухи можно получить и активированный уголь, и диоксид кремния. Режим сжигания играет важную роль в производстве активированного угля из рисовой шелухи. Чтобы получить активированный уголь с хорошей активностью температура сжигания должна быть меньше 850 °C.

Литература

1. Земнухова Л.А. Отходы производства риса – рисовая солома и шелуха – прибыльное, но невостребованное сырьё для промышленности [Электронный ресурс], <http://trud-ost.ru/?p=114491>.
2. Сапрыкина Л.В., Киселева Н.В. Состояние и перспективы термической переработки рисовой шелухи // Химия древесины. – Москва, 1990. – № 6. – С. 3–7.
3. Taik Nam Kim, Nguyen Van Tu, Nguyen Ngoc Minh. Исследование и производство активированного угля из рисовой шелухи во Вьетнаме // Наука и техника металлов. – 2011. – С. 38.

СПОСОБЫ КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ ПЛАТИНЫ И РЕНИЯ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ИХ СОДЕРЖАНИЙ В МИНЕРАЛЬНОМ СЫРЬЕ

Е. Г. Пакриева, Ю. А. Оськина

Научный руководитель профессор Н.А. Колпакова

Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

В настоящее время в России актуальна проблема глубокой и комплексной переработки минерального сырья. Большинство традиционных месторождений благородных и редких металлов истощены. Поэтому необходим поиск нетрадиционных комплексных месторождений.

В Инновационном научно-образовательном центре «Золото-платина» Томского политехнического университета разрабатываются методики электрохимического анализа благородных и редких металлов и новые критерии прогнозирования и поиска комплексных золото-платиноидно-редкометалльных месторождений [4, 5].