

УДК 622.232

В.В. Ткачев, Н.И. Стадник, А.В. Бубликов

**АЛГОРИТМ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕГО УПРАВЛЕНИЯ
УГОЛЬНЫМ КОМБАЙНОМ**

У статті розглянуті актуальні питання підвищення ефективності роботи за рахунок поліпшення принципів керування вугільними машинами.

В статье рассмотрены актуальные вопросы повышения эффективности работы за счет улучшения принципов управления угольными машинами.

The questions of work effectiveness increase at the expense of improvement of principles of control by cutter-loaders are considered in the article.

Последние достижения. Сегодня автоматическое управление угольных комбайнов реализуется согласно минимальному варианту автоматизации, при котором органически поддерживают два режима:

- стабилизация нагрузки привода резания за счет изменения скорости подачи;
- стабилизация скорости подачи при неизменной скорости резания с ограничением по перегрузочной способности привода.

Цель статьи, постановка задач. Поскольку условия работы комбайна постоянно меняются непредсказуемым образом, автоматическая система управления комбайном должна быть адаптивной, осуществляющей поиск скорости подачи, при которой работа комбайна будет происходить в нормальном режиме с оптимальными экономическими показателями.

Поставленная задача требует совершенствования принципа построения автоматических систем управления для угольных комбайнов. Для ее решения необходимо определить закон изменения скорости подачи комбайна, обеспечивающий поддержание экономических показателей на оптимальном уровне.

Одним из основных экономических показателей работы комбайна является удельное энергопотребление. В статье поставлена задача – исследовать закономерности изменения

енергосберегающего режима работы угольных комбайнов с целью оптимизации алгоритма управления по критерию минимальных удельных энергозатрат.

Изложение основного материала исследований. На мощных пластах технические ограничения не препятствуют работе угольных комбайнов с максимальным использованием мощности привода резания. Поэтому минимальный вариант автоматизации обеспечивает работу комбайнов с максимальной производительностью и минимальными удельными энергозатратами. Но на маломощных пластах из-за ограниченного забойного пространства комбайны имеют другое конструктивное исполнение, при котором значительно снижается погрузочная способность исполнительного органа. Минимальный вариант автоматизации режимов работы становится неэффективным, поскольку при увеличении скорости перемещения комбайна момент заштыбовки шнека наступает задолго до момента максимального использования мощности привода резания. Это приводит к тому, что угольные комбайны работают в режиме затянувшейся заштыбовки шнека, при котором в 1,5-2 раза увеличиваются удельные энергозатраты.

С целью выявления недостатков существующих алгоритмов управления добычными комбайнами на маломощных пластах по алгоритму, заложенному в минимальном варианте автоматизации добычных комбайнов, в приложении программы Matlab “Simulink” проведено имитационное моделирование процесса автоматического управления комбайном УКД300 регулятором нагрузки.

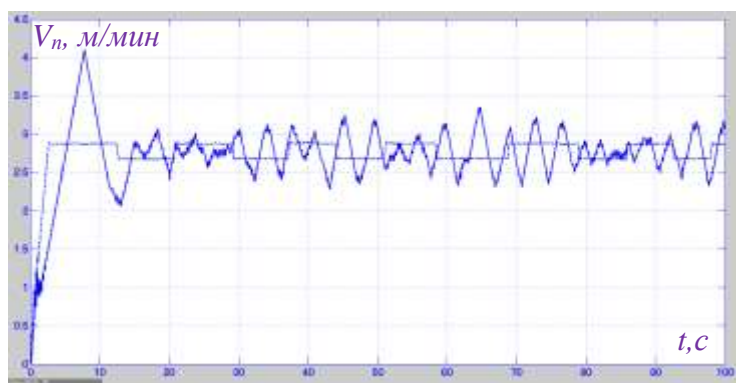


Рис. 1. Временная характеристика скорости подачи при автоматическом управлении добычным комбайном УКД300: сплошной линией – по существующему алгоритму; пунктирной – по предложенному

Как видно из рис. 1, изменение скорости подачи при автоматическом управлении комбайном УКД300 согласно минимальному варианту автоматизации происходит в виде колебаний со случайной амплитудой в диапазоне 2,3-3,4 м/мин. При превышении скорости подачи значения 2,7 м/мин в рабочей зоне исполнительного органа постепенно накапливается уголь, поскольку шнек не справляется с выгрузкой угля в интенсивном режиме работы комбайна. Снижение скорости подачи начинается в тот момент, когда мощность, потребляемая электродвигателем привода резания, превысит устойчивое значение (215 кВт). Для выгрузки накопившегося угля и соответственно снижения мощности регулятор нагрузки уменьшает скорость подачи до тех пор, пока мощность двигателя привода резания не станет меньше устойчивого значения. Чтобы это произошло, скорость подачи должна некоторое время быть ниже своего критического значения по заштыбовке (2,77 м/мин), что можно наблюдать на рис. 1. Заново увеличение скорости подачи начинается в тот момент, когда мощность двигателя привода резания становится ниже 215 кВт. Из-за влияния составляющей мощности, связанной с разрушением угля, мощность превышает устойчивое значение при различных объемах циркулирующего угля, чем объясняется случайные значения амплитуды скорости подачи при ее колебаниях. Рассчитаем среднюю скорость подачи:

$$V_{n.cp} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} V_{n.i}}{10000} = 2,77 \text{ м/мин},$$

где $V_{n.i}$ – мгновенное значение скорости подачи комбайна, м/мин.

Отсюда можно сделать вывод, что средняя теоретическая производительность добычного комбайна УКД300 ограничивается погрузочной способностью шнека и составляет:

$$Q_{m.cp} = \gamma_n \cdot D \cdot B_3 \cdot V_{nod} \cdot 60 = 1,43 \cdot 0,9 \cdot 0,7 \cdot 2,77 \cdot 60 = 150 \text{ т/ч}.$$

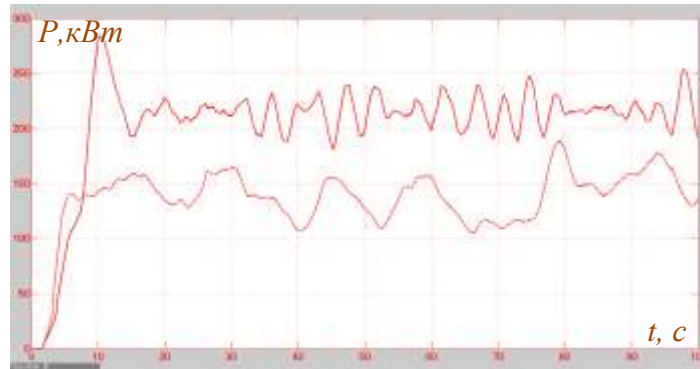


Рис. 2. Временная характеристика средней мощности электродвигателя привода резания при автоматическом управлении добычным комбайном УКД300: сплошной линией – по существующему алгоритму; пунктирной – по предложенному

Проведем оценку энергетической эффективности автоматического управления комбайном по отношению к минимальному варианту автоматизации. На рис. 2 видно, что среднее значение мощности электродвигателя привода резания изменяется во времени случайным образом вокруг своего устойчивого значения. Таким образом, имеет место полное использование мощности привода резания, несмотря на то, что производительность комбайна является заниженной. Это происходит из-за того, что работа комбайна протекает с постоянным присутствием в рабочем пространстве шнека циркулирующего угля, который занимает в среднем 65% рабочего объема шнека. Около 38% мощности электродвигателя (82 кВт) тратится на преодоление силы трения угля о поверхность лопастей при его заклинивании между лопастями и корпусом редуктора в процессе заштыбовке шнека. Среднее значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания:

$$P_{дв.ср} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} P_{дв.i}}{10000} = 212 \text{ кВт},$$

где $P_{дв.i}$ – мгновенное значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, кВт.

Определим средние удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля шнеком:

$$H_{w.uu.cp} = \frac{P_{дв.ср}}{Q_{m.cp}} = \frac{212}{150} = 1,413 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}.$$

Учитывая, что удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля при перемещении добычного комбайна с постоянной скоростью 2,77 м/мин без наличия процесса заштыбовки шнека составляют 0,841 кВт·ч/т, управление добычным комбайном на маломощных пластах регулятором нагрузки, реализующим минимальный вариант автоматизации, приводит к увеличению удельных энергозатрат на 68%.

Для снижения удельных энергозатрат добычного комбайна, работающего на тонких пластах, необходимо обеспечить работу шнека на грани заштыбовки с незначительным объемом циркулирующего угля в рабочем пространстве. Это можно реализовать только в том случае, если автоматическая система будет обладать способностью обнаруживать заштыбовку шнека на ранней стадии. В настоящее время отсутствуют датчики фиксирования заштыбовки исполнительного органа добычных комбайнов по причине невозможности их установки в рабочей зоне исполнительного органа из-за агрессивной внешней среды. Вследствие этого необходима разработка способа определения момента начала заштыбовки шнека косвенным путем. Авторами предложен способ определения начала процесса заштыбовки шнека косвенным путем, в основе которого лежит анализ динамики мощности двигателя привода резания добычного комбайна в режимах несиловой и силовой погрузок угля.

Условно мощность электродвигателя привода резания можно представить векторной суммой двух составляющих, первая из которых связана с процессом разрушения резцами угольного массива, а вторая с процессом транспортирования и погрузки угля шнеком. Рассмотрим динамику второй составляющей при различных режимах погрузки угля шнеком. Для этого после 20 с моделирования увеличим скорость подачи комбайна с 2,77 до 2,9 м/мин, которая в дальнейшем будет неизменной. Таким образом, будет наблюдаться заштыбовка шнека с незначительным и постоянным приростом объема циркулирующего угля ($0,063 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ или 2,6 % рабочего объема шнека).

На рис. 3,б значение “1” черной линии по оси ординат соответствует интервалу времени, в течение которого имеет место силовая погрузка или транспортирование угля. Значение “0” соответствует режиму несиловой погрузки или транспортирования угля. Значение “1,2” красной линии соответствует интервалу времени, в течение которого имеют место I и III четверти периода оборота шнека. Значение “0” – когда протекают II и IV четверти периода оборота шнека.

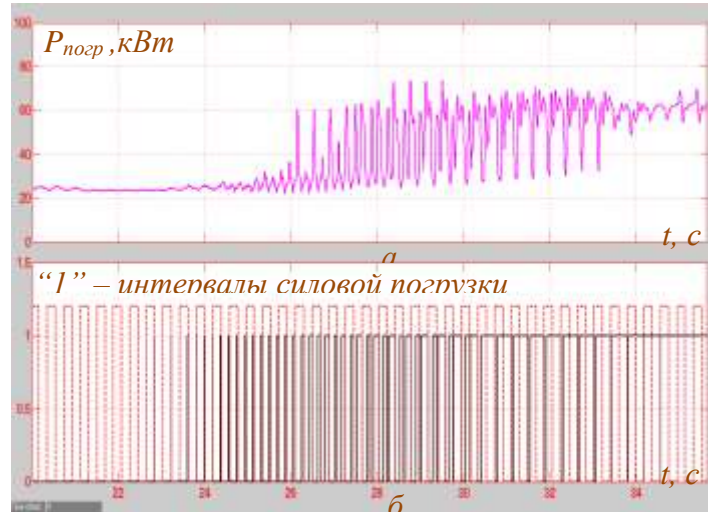


Рис. 3. Временная диаграмма: а – мощности погрузки угля при заштыбовке шнека; б – интервалов силовой погрузки (сплошная линия) на четвертях периода оборота шнека (пунктирная)

Как видно из рис.3,б, на начальной стадии процесса заштыбовки длительность интервалов силовой погрузки незначительная (до 26 с), но далее интервалы силовой погрузки угля становятся постепенно шире и после 34 с моделирования значение “1” черной линии по оси ординат наблюдается почти постоянно. Соответственно, если смотреть на рис.3,а, до 26 с наблюдаются короткие скачки мощности с 24 кВт до 61 кВт. Далее, с 26 по 34 с моделирования, длительность интервалов, когда мощность погрузки имеет значение 61

кВт, постепенно увеличивается, становясь шире с увеличением объема циркулирующего угля. После 34 с моделирования мощность погрузки в основном находится на уровне 61 кВт.

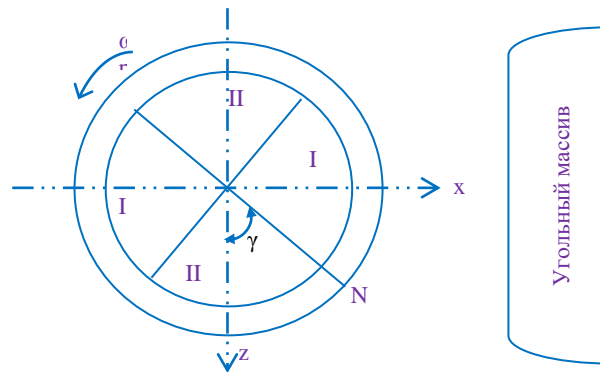


Рис. 4. Схема исполнительного органа (вид со стороны разгрузочного торца)

В процессе анализа динамики мощности погрузки при заштыбовке шнека были выявлены следующие особенности:

- если за начальное положение шнека принять тот момент, когда конечный участок лопасти выходит из зоны скопившегося угля возле разгрузочного торца (точка N на рис. 4, угол $\gamma = 50^{\circ}$), то интервал силового транспортирования угля появляется в конце периода оборота шнека. Он имеет место, когда лопасть находится на слишком близком расстоянии от корпуса редуктора привода резания в зоне скопившегося угля, из-за чего окно выгрузки угля уже закрыто, и оставшийся в рабочем объеме уголь заклинивается между поверхностями лопасти и корпуса редуктора. Интервал силового транспортирования угля постоянно заканчивается в конце периода оборота шнека, когда лопасть уходит из зоны скопившегося угля возле разгрузочного торца исполнительного органа. Если заштыбовка затягивается, интервал силового транспортирования угля удлиняется в сторону начала периода оборота шнека;

- интервалы силовой погрузки всегда заканчиваются в момент закрытия окна выгрузки (для комбайна УКД300 с двулопастным шнеком диаметра 0,9 м. он равен 4,681 рад.) на 0,572 секунде оборота шнека, период вращения которого равен 0,768 секундам. Если заштыбовка затягивается, интервал силовой погрузки угля удлиняется в сторону начала периода оборота шнека.

В силу приведенных наблюдений можно сделать следующий вывод: если период оборота двухзаходного шнека разбить на четверти, как показано на рис. 4, то в начальной стадии заштыбовки шнека интервалы силовой погрузки и транспортирования угля будут приходиться на вторую и четвертую четверти оборота шнека. Данное положение подтверждает рис. 3,б, на котором видно, что значение “1” черной линии приходится в основном на временные интервалы, на которых значение красной линии равно “0”. Из выше сделанного вывода следует, что мощность, замеренная в течение вторых и четвертых четвертей периода оборота шнека с двумя лопастями, при начале заштыбовки становится больше по сравнению со средней мощностью, замеренной на первых и третьих четвертях периода оборота шнека. Это утверждение справедливо только в случае, когда начало замера мощности на первой четверти совпадает с положением шнека, показанного на рис. 4. Описанное явление используется для обнаружения начала процесса заштыбовки шнека. При этом предложен численный критерий начала заштыбовки:

$$k_{от.i} = \sum_{x=i-300}^i \begin{cases} \frac{P_{x-24}}{P_x} & \text{если } 0 < \varphi < 90 \text{ и } 180 < \varphi < 270 \\ \frac{P_x}{P_{x-24}} & \text{если } 90 < \varphi < 180 \text{ и } 270 < \varphi < 360 \end{cases},$$

где P_x – мгновенное значение мощности электродвигателя привода резания в текущий момент времени, кВт; P_{x-24} – мгновенное значение мощности электродвигателя привода резания 24 временных такта назад (один временной такт равен 0,008 с), кВт; φ – угол поворота шнека относительно начального положения, град.; x – номер временного такта.

В результате исследования на имитационной модели поведения коэффициента отношения мощностей $k_{om.i}$ при заштыбовке шнека при разрушении массива угля с учетом случайных изменений прочностных свойств угольного массива, было установлено:

– коэффициент отношения мощностей изменяется случайным образом с доверительной вероятностью 0,99 в интервале $0,93 \cdot K_{om.cp} < K_{om.cp} < 1,07 \cdot K_{om.cp}$ при объеме циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека и выходит из данного интервала при превышении объема циркулирующего угля 30% рабочего объема шнека;

– коэффициент отношения мощностей возвращается в указанные пределы изменения либо при уменьшении объема циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека, либо при превышении объема циркулирующего угля 45% рабочего объема шнека;

– максимальное отклонение коэффициента $k_{om.i}$ и временной интервал, в течение которого коэффициент $k_{om.i}$ находится за установленными пределами, при заштыбовке обратно пропорционально зависят от прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека;

– время обнаружения заштыбовки обратно пропорционально зависит от времени, в течение которого объем циркулирующего угля достигнет значения 30 % от рабочего объема шнека, то есть от прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека.

На рис. 5 можно увидеть подтверждение некоторых перечисленных особенностей динамики критерия начала заштыбовки. Процесс заштыбовки начинается на 20-й с моделирования, следовательно, объем циркулирующего угля до 20-й с равен “0” (см. рис. 5,а). До этого события, как видно из рис. 5, б, коэффициент отношения мощностей $k_{om.i}$ изменяется в пределах от “1,023” до “1,177”. После наступления заштыбовки через 10 с коэффициент $k_{om.i}$ выходит за установленные пределы, когда объем циркулирующего угля достигает значения 0,0073 м³, что составляет 30% от рабочего объема шнека. Спустя 2,5 с, когда объем циркулирующего угля достигает 45% рабочего объема шнека, коэффициент $k_{om.i}$ становится меньше верхнего предельного значения “1,177”.

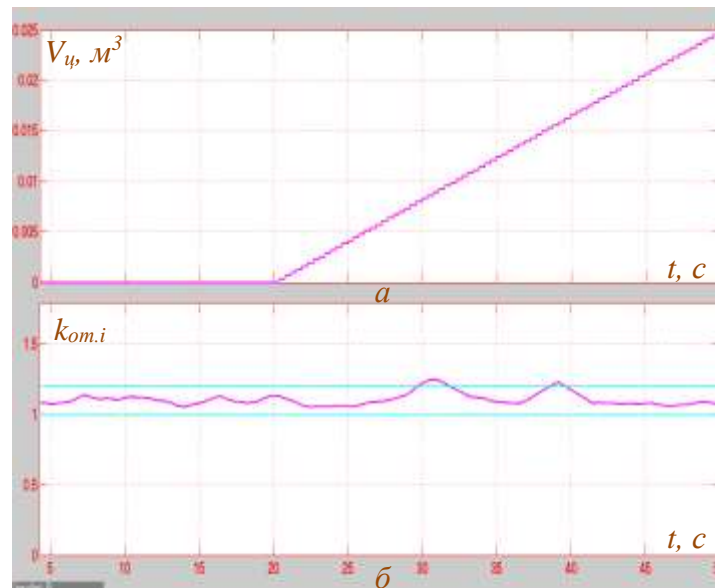


Рис. 5. Временная характеристика: а – объема циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека; б – численного критерия определения начала заштыбовки шнека

Из анализа динамики коэффициента отношения мощностей следует, что существует противоречивая связь между показателями, которые определяют качество работы

автоматической системы. С одной стороны, увеличение прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека уменьшит время поиска критической по заштыбовки скорости подачи. С другой стороны, при этом уменьшится величина и длительность скачка коэффициента отношения мощностей при заштыбовке, что приведет к снижению вероятности фиксирования автоматической системой заштыбовки шнека. С учетом того, что значение критической по заштыбовке скорости подачи остается величиной неизменной в процессе работы комбайна, более приоритетным принят показатель, который определяет вероятность фиксирования автоматической системой заштыбовки шнека. За данный показатель взят коэффициент $k_{вер.заш}$:

$$k_{вер.заш} = \frac{\max(k_{om})}{P^0(k_{om})},$$

где $\max(k_{om})$ – максимальная величина скачка коэффициента отношения мощностей; $P^0(k_{om})$ – значение коэффициента отношения мощностей, теоретическая вероятность появления которого равна “0”. Чтобы работа автоматической системы происходила с постоянным обнаружением процесса заштыбовки, необходимо чтобы $k_{вер.заш} > 1$. В ходе исследований установлено, что $P^0(k_{om}) = 1,21$ и чтобы значение $\max(k_{om})$ было больше “1,21”, необходимо, чтобы величина прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека не превышала 2,6% от его рабочего объема. Отсюда вытекает требование к закону изменения скорости подачи для обеспечения фиксирования заштыбовки автоматической системой с теоретической вероятностью, равной “1”: необходимо, чтобы с момента заштыбовки средняя скорость подачи оставалась неизменной и отличалась от критического значения по заштыбовке не более, чем на 0,1 м/мин (при этом прирост объема циркулирующего угля за оборот шнека взят на 0,6% меньше).

Время, достаточное для оценки состояния погрузки угля шнеком, определяется по формуле:

$$t_{оц.заш} = \frac{V_{фикс.заш}}{\Delta V_{цирк.мин}} \cdot T_{пер.шн},$$

где $V_{фикс.заш}$ – объем циркулирующего угля, достаточный для обнаружения заштыбовки шнека (30% рабочего объема шнека), м³; $\Delta V_{цирк.мин}$ – минимальный прирост циркулирующего угля за оборот шнека, при котором возможно фиксирование заштыбовки (ранее принят 0,6% от рабочего объема шнека), м³; $T_{пер.шн}$ – период оборота шнека, с. Для комбайна УКД300 время оценки состояния погрузки угля шнеком составило 38 с.

Момент расштыбовки шнека определяется по коэффициенту отношения мощностей, текущее значение которого опускается ниже “1,1” при оставшемся объеме циркулирующего угля, равном 3-6% от рабочего объема шнека.

Полученные результаты исследования закономерностей изменения коэффициента отношения мощностей используются для разработки алгоритма автоматического управления комбайном (рис. 6).

Поскольку среднее значение критической по заштыбовке скорости подачи не меняется при работе комбайна, можно выделить два основных режима автоматического управления добычным комбайном для тонких пластов – режим поиска критической по заштыбовке скорости подачи, и режим ее отслеживания.

Перед описанием алгоритма управления отметим, что при разработке автоматической системы управления добычным комбайном для тонких пластов по критерию минимальных удельных энергозатрат регулятор режимов работы, реализующий минимальный вариант автоматизации, без каких-либо изменений остается на добычном комбайне. Разрабатываемая автоматическая система является системой управления, которая стоит на более высоком уровне и задачей ее является формирование уставки скорости подачи для регулятора

режимов работы комбайна таким образом, чтобы удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля были минимальными.

Поиск критической по заштыбовке скорости подачи протекает следующим образом. После нажатия кнопки “Пуск”, состояние которой проверяется в блоке 1, автоматическая система управления задает в блоке 2 уставку скорости подачи 1 м/мин. Как показали исследования, при скорости подачи 1 м/мин двухзаходные шнеки диаметром 0,7 м и выше (с высотой борта конвейера 0,228 м) справляются с погрузкой угля на забойный конвейер. Увеличение начальной скорости подачи, с которой начинается поиск критического по заштыбовке значения, позволяет сократить время поиска. Далее в блоке 3 происходит опрос датчика скорости подачи с шагом замера 0,1 с. Согласно [1] скорость подачи изменяется в диапазоне частот 0,5-3 Гц, поэтому время опроса датчика скорости подачи рассчитывается с условием, что частота наивысшей гармоники, которую необходимо учитывать, равна 5 Гц. В блоке 4 проверяется, находится ли текущая скорость подачи в диапазоне $0,9 \cdot V_{n,уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{n,уст}$. Автоматическая система будет продолжать опрашивать датчик скорости подачи не предпринимая никаких действий, пока текущая скорость подачи не окажется в указанном диапазоне. После этого в блоке 5 произойдет обнуление таймера и его запуск. В блоке 6 опять производится опрос датчика скорости подачи для того, чтобы в блоке 7 проверять нахождение текущей скорости подачи в указанных пределах. Если текущая скорость подачи выходит из пределов $0,9 \cdot V_{n,уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{n,уст}$, то система в блоке 8 приостанавливает таймер и не предпринимает никаких действий, пока текущая скорость подачи не возвратится в указанные пределы. Если условие в блоке 7 соблюдается, то в блоке 9 происходит опрос датчика мощности электродвигателя привода резания с шагом 0,01 с. Как показали исследования [1], частоты собственных колебаний электродвигателей приводов резания комбайнов лежат в пределах 9-18 Гц. Время опроса датчика мощности рассчитано для условия учета наивысшей гармоники с частотой 50 Гц. Колебания мощности электродвигателя привода резания с большими частотами не имеют существенного веса в спектре частот.

Далее, в блоке 10, вычисляется скользящее среднее значение коэффициента отношения мощностей $k_{om,i}$, время усреднения которого равно 2,2 с. Как показали исследования, это достаточное время для оценки среднего значения высокочастотных колебаний мощности привода резания, чтобы отношение дисперсии оценки к среднему значению, замеренному в течение длительного времени, было меньше “0,01”.

В блоке 11 проверяется условие возникновения заштыбовки шнека. Если заштыбовка отсутствует и условие в блоке 11 соблюдается, в блоке 12 проверяется содержимое таймера. Если с момента последнего сброса таймера не прошло 38 с, то осуществляется опрос датчика скорости подачи в блоке 6 и цикл повторяется. Если условие в блоке 12 не соблюдается, то в блоке 13 увеличивается уставка скорости подачи на 0,1 м/мин, далее в блоке 5 сбрасывается таймер, и в течение следующих 38 с будет иметь место описанное выше циклическое выполнение действий автоматической системой.

По описанному замкнутому циклу работа автоматической системы управления добычным комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат будет происходить до тех пор, пока при определенном значении скорости подачи не наступит заштыбовка шнека. После этого автоматическая система перейдет в режим отслеживания критической по заштыбовке скорости подачи. При наступлении заштыбовки шнека спустя 9-37,9 с с момента сброса таймера в блоке 11 перестанет выполняться условие. При этом в блоке 14 произойдет уменьшение уставки скорости подачи на 0,2 м/мин. Уменьшение уставки скорости подачи на двойное значение шага итерации объясняется тем, что при предыдущем значении уставки могла иметь место заштыбовка шнека столь слабо выраженная, что автоматическая система не зафиксировала ее наличие в течение 38 с ($\Delta V_{цирк.} < 0,6\%$ рабочего объема шнека). То есть предыдущее уставочное значение скорости подачи может оказаться больше либо равным критической скорости подачи по заштыбовке, а для устранения циркулирующего угля в

рабочем пространстве шнека необходимо, чтобы имелся некоторый запас по погрузочной способности шнека.

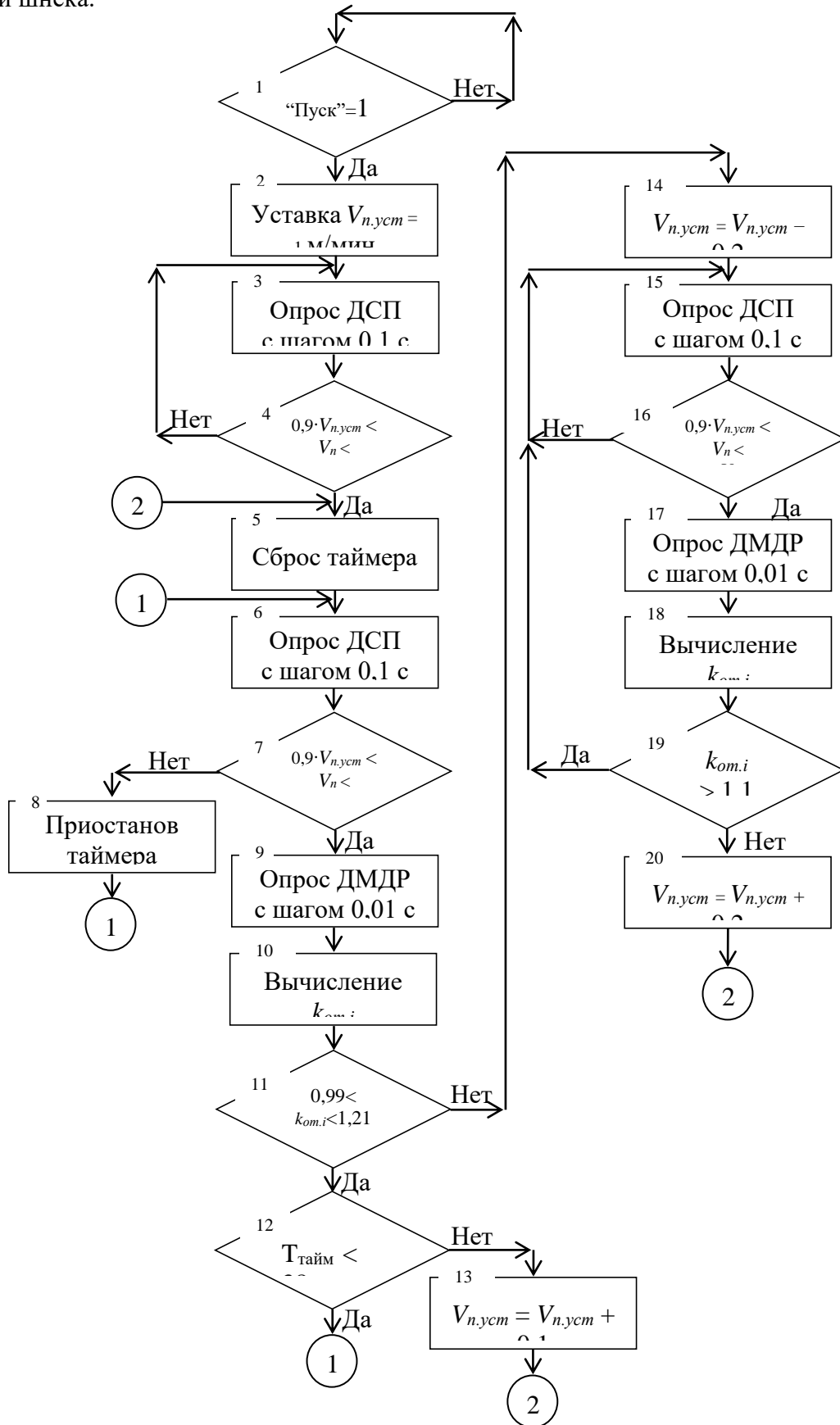


Рис. 6. Схема алгоритма управления комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат

В блоке 15 опрашивается датчик скорости подачи, в 16 – проверяется нахождение текущего значения скорости подачи в интервале $0,9 \cdot V_{n.уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{n.уст}$. Если скорость подачи не находится в данном интервале, автоматическая система не предпринимает никаких действий, происходит только опрос датчика скорости подачи. Если условие в блоке 16 соблюдается, в блоке 17 опрашивается датчик мощности электродвигателя привода резания. Далее в блоке 18 вычисляется коэффициент отношения мощностей $k_{om.i}$. В блоке 19 коэффициент $k_{om.i}$ сравнивается со значением “1,1”, и если он превышает данное значение, что означает наличие заштыбовки шнека, то в блоке 15 автоматическая система опрашивает датчик скорости подачи, и описанные действия системы циклически повторяются. Если коэффициент $k_{om.i}$ стал меньше или равным значению “1,1”, то в блоке 20 автоматическая система увеличивает уставку скорости подачи на 0,2 м/мин, в блоке 5 сбрасывается таймер, и осуществляются циклические действия в блоках 6-12 пока автоматическая система снова не зафиксирует заштыбовку шнека в блоке 11. Таким образом автоматическая система периодически переводит комбайн в режим работы с заштыбовкой шнека и проверяет установленное критическое значение скорости подачи для того, чтобы обеспечить работу комбайна с максимальной возможной погрузочной способностью шнека даже при условии, что последняя может меняться в процессе работы комбайна.

С целью подтверждения эффективности предложенного алгоритма управления комбайном проведено имитационное моделирование работы автоматической системы управления угольным комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат в режиме отслеживания критической по заштыбовке скорости подачи. На рис.1 (пунктирная линия) видно, что скорость подачи комбайна при автоматическом управлении по новому алгоритму изменяется ступенчато в диапазоне от 2,7 до 2,9 м/мин. При этом угольный комбайн работает с заштыбовкой шнека в среднем 10 секунд. Рассчитаем среднюю скорость подачи:

$$V_{n.ср} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} V_{n.i}}{10000} = 2,77 \text{ м/мин,}$$

где $V_{n.i}$ – мгновенное значение скорости подачи комбайна, м/мин.

Благодаря тому, что объем циркулирующего угля в рабочем объеме шнека снизился в 2,2 раза, значительно снизились границы изменения мощности двигателя привода резания, как заметно из рис. 2 (пунктирная линия). При управлении комбайном по новому алгоритму средняя мощность двигателя изменяется в пределах от 100 до 190 кВт. Среднее значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания:

$$P_{дв.ср} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} P_{дв.i}}{10000} = 140 \text{ кВт,}$$

где $P_{дв.i}$ – мгновенное значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, кВт.

Определим теоретическую производительность угольного комбайна при управлении по новому алгоритму:

$$Q_{m.ср} = \gamma_n \cdot D \cdot B_3 \cdot V_{nod} \cdot 60 = 1,43 \cdot 0,9 \cdot 0,7 \cdot 2,77 \cdot 60 = 150 \text{ т/ч.}$$

Определим удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля при управлении комбайном по новому алгоритму:

$$H_{wш.ср} = \frac{P_{дв.ср}}{Q_{m.ср}} = \frac{140}{150} = 0,933 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т.}$$

Следовательно, можно сделать вывод, что управление добычным комбайном для тонких пластов по предложенному алгоритму с точки зрения расхода электроэнергии при

работе комбайна намного эффективнее управления согласно минимальному варианту автоматизации, которое является единственным вариантом на сегодняшний день. Как показали результаты вычислительного эксперимента, новый алгоритм управления снижает удельные энергозатраты на 58% (на 0,413 кВт·ч/т). Средняя производительность добычного комбайна УКД300 при автоматическом управлении согласно минимальному варианту автоматизации и по предложенному алгоритму является одинаковой.

Выводы. Существующий на сегодняшний день алгоритм управления автоматической системой добычными комбайнами для тонких пластов является энергетически неэффективным из-за постоянного присутствия в рабочем пространстве шнека циркулирующего угля, который занимает в среднем 65% рабочего объема шнека. Около 38% мощности электродвигателя (82 кВт) тратится на преодоление силы трения угля о поверхности лопастей при его заклинивании между лопастями и корпусом редуктора в процессе заштыбовке шнека.

Минимизация удельных энергозатрат комбайна возможна путем автоматического управления на основе коэффициента отношения мощностей, который изменяется случайным образом в интервале $0,93 \cdot K_{om.cp} < K_{om.cp} < 1,07 \cdot K_{om.cp}$ с доверительной вероятностью 0,99 при объеме циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека и выходит из данного интервала при его превышении.

Управление добычным комбайном для тонких пластов по предложенному алгоритму с точки зрения расхода электроэнергии при работе комбайна намного эффективнее управления согласно минимальному варианту автоматизации, которое является единственным вариантом на сегодняшний день. Как показали результаты вычислительного эксперимента, новый алгоритм управления снижает удельные энергозатраты на 58% (на 0,413 кВт·ч/т).

Список литературы

1. Стариков Б.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов. – М.: Недра, 1981. – 288 с.