

*Ю.Т. Разумный, д-р. техн. наук, С.Н. Мазур
(Украина, Днепрпетровск, Национальный горный университет)*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОЙ МОЩНОСТИ ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С ПРИВОДОМ АФ–РА

Необходимость точного определения величины электрической нагрузки, создаваемой подъемной установкой (ПУ), очевидна как для выбора элементов системы электроснабжения, так и для определения мощности, участвующей в регулировании режимов электропотребления (РРЭ). В среднем на подъем расходуется от 7 до 18% всей потребляемой электроэнергии по шахте в целом. Руководящими указаниями по расчету электрических нагрузок предписывается определение мощности ПУ (равно как и других электроприемников напряжением выше 1кВ) по технологическим графикам. Таковыми для ПУ являются диаграммы усилий и скоростей. Поскольку длительность цикла подъема несоизмерима с периодом осреднения (30 мин), то можно утверждать, что величину мощности, найденную по диаграмме усилий и скоростей, следует использовать для выбора элементов системы электроснабжения, но не всегда для определения мощности регулирования. Объясняется это тем, что в процессе регулирования может быть такой режим, когда в течение 30 мин в работе ПУ будут технологические простои, которые приведут к изменению средней мощности (в сторону уменьшения). Следовательно, для ПУ технологическими графиками будут не только диаграммы усилий и скоростей, но и временной режим работы.

На угольных шахтах применяют ПУ с различными типами привода. Одним из них является асинхронный электропривод с реостатным регулированием (система АФ–РА – асинхронный двигатель с регулируемым ступенчато активным сопротивлением резистора в цепи фазного ротора).

В связи с наметившейся тенденцией перехода на дифференцированный учет электроэнергии для экономической оценки эффективности регулирования режимов электропотребления (РРЭ) необходимо иметь наиболее точные данные о величине потребляемой мощности. Использование технологических графиков при определении мощности ПУ предусматривает наличие соответствующих диаграмм и, как следствие, громоздких расчетов. Стремление к упрощению расчетов вполне обосновано. Ведь существуют довольно простые методы для электроприемников напряжением до 1 кВ.

В основе большинства существующих методов лежит коэффициент спроса. Действительно, наиболее простым решением будет умножение величины установленной мощности на коэффициент, численно меньший единицы. Проанализируем возможность точного определения мощности, применяя этот подход.

Знание величины номинальной мощности двигателя не позволяет определить потребляемую мощность из сети, т.к. остается неизвестным требуемый коэффициент, который может быть найден путем деления величины мощности,

потребляемой из сети, на номинальную мощность двигателя. Определение номинальной мощности двигателя сводится к выбору двигателя из стандартного ряда. Условие выбора: $P_{дв.н} \geq P_{дв.р}$, где $P_{дв.н}$, $P_{дв.р}$ – соответственно номинальная и расчетная мощности двигателя.

Тепловой режим двигателя. Расчетная мощность приводного двигателя ПУ определяется как

$$P_{дв.р} = \frac{F_{эф} v_{макс}}{\eta_{зп}}, \quad (1)$$

где $F_{эф}$ – эффективное усилие, Н; $v_{макс}$ – максимальная (основная) скорость подъема, м/с; $\eta_{зп}$ – КПД зубчатой передачи.

Эффективное усилие

$$F_{эф} = \sqrt{\frac{\sum F_i^2 t_i}{T_{экв}}},$$

где F_i – усилие на i -м участке диаграммы, Н; t_i – продолжительность приложения усилия F_i , с; $T_{экв}$ – эквивалентное время цикла, с, которое определяется в зависимости от типа приводного двигателя. Для асинхронных двигателей, охлаждаемых потоком, создаваемым собственной крыльчаткой, $T_{экв}$ рассчитывается по следующей формуле:

$$T_{экв} = t_{о.х} + \alpha_0 \sum t_{неуст} + \beta_0 \theta,$$

где: $t_{о.х}$ – время основного хода (движения с максимальной скоростью), с; $t_{неуст}$ – время движения со скоростью, меньшей скорости основного хода (ускорение, замедление, дотягивание), с; θ – длительность паузы, с; α_0, β_0 – коэффициенты, учитывающие охлаждение двигателя во время движения с неустановившейся скоростью и во время паузы, соответственно (для мощных ПУ $\alpha_0 = 0,5$; $\beta_0 = 0,25$) [7,8].

Исследования рекомендованных величин промежутков времени ускорения и замедления, а также анализ данных проектных расчетов показали, что в среднем $T_{экв}$ меньше длительности цикла $T_{ц}$ на 15...25%. Отсюда эффективное усилие $F_{эф}$ больше среднеквадратичного $F_{ск}$ на 15...8%. Поскольку $F_{эф}$ в формуле расчета мощности – множитель, то и расчетная мощность $P_{дв.р}$ больше мощности, требуемой на осуществление цикла подъема, на 8...15%.

Диапазон изменения мощности с учетом особенностей теплового режима составляет 7%, что полностью удовлетворяет действующим требованиям к точности инженерных расчетов. На основании приведенного следует, что тепловой режим может быть учтен введением в расчетную формулу соответствующего

числового коэффициента при условии, что влияние других факторов не составит более 3%.

КПД подъемной установки. Значения КПД различных ПУ находятся в интервале от 0,38 до 0,71. Для выяснения причин столь значительного разброса проанализируем формулу для определения КПД подъемной машины.

$$\eta_{ПУ} = \eta_{АФ-РА} \frac{\eta_{зп}}{k\lambda}, \quad (2)$$

где $\eta_{АФ-РА}$ – КПД приводной системы; $\eta_{зп}$ – КПД зубчатой передачи; k – коэффициент вредных сопротивлений; λ – коэффициент, учитывающий особенности привода и тахограммы. Рассмотрим каждую составляющую в отдельности.

В связи с изменением скорости движения подъемных сосудов путем введения в цепь ротора двигателя добавочных сопротивлений наблюдается изменение КПД приводной системы. Зная КПД привода на каждой ступени и продолжительность включения ступени, можно определить средневзвешенный КПД $\eta_{АФ-РА}$. На базе анализа нагрузочных характеристик двигателей различных мощностей для всех положений роторной станции с использованием методики расчета КПД ступени ВНИИГМ им. Федорова была предложена следующая формула для расчета:

$$\eta_{АФ-РА} = \eta_{\partialв} \frac{T_{\partialв} - (1 - A)t_{уск} - (1 - B)t_3}{T_{\partialв}}, \quad (3)$$

где $\eta_{\partialв}$ – номинальный КПД двигателя; $T_{\partialв}$ – время движения подъемных сосудов за цикл, с; $t_{уск}$ – время разгона от 0 до $v_{макс}$, с; t_3 – время замедления от $v_{макс}$ до 0, с; A, B – расчетные коэффициенты, которые определяются как отношение средневзвешенного КПД привода при пуске и замедлении АД к номинальному [9].

На основании исследований тахограмм ПУ с учетом рекомендаций относительно значений A, B и $t_{уск}, t_3$ выражение (3) можно записать как

$$\eta_{АФ-РА} = k_{с.р} \eta_{\partialв},$$

где $k_{с.р}$ – коэффициент скоростного режима, который имеет малый диапазон изменения своих численных значений. Авторами рекомендуется для ПУ с двигателями мощностью 200 – 320 кВт $k_{с.р} = 0,91$, а 400 – 1000 кВт – 0,94.

Анализ расчетной формулы показал, что КПД приводной системы не зависит существенно ни от скорости, ни от высоты подъема (времени движения), ни от степени неполноты диаграммы скоростей; определяющим величину КПД привода является $\eta_{\partialв}$.

КПД зубчатой передачи зависит от конструктивного исполнения редуктора и имеет значения $\eta_{zn} = 0,93...0,97$. Коэффициент вредных сопротивлений – постоянный и для скиповых ПУ принимается равным 1,15.

Большого влияния на величину $\eta_{ПУ}$ рассмотренные величины оказать не могут. Однако коэффициент λ в формуле (2) имеет значительный разброс своих значений. Это указывает на то, что именно он влияет на величину $\eta_{ПУ}$. Анализ значений λ с учетом технических данных подъемных установок позволяет утверждать, что рекомендовать какие-либо фиксированные значения коэффициента или зависимости для его определения не представляется возможным. Коэффициент λ рассчитывается следующим образом [9]:

$$\lambda = v_{\max} \frac{T_{\partial в}}{H},$$

где H – высота подъема, м.

Упрощение расчетной формулы для определения потребляемой мощности ПУ до вида $P_p = k_0 P_{уст}$ в связи с вышеизложенным представляет практически неразрешимую задачу. Невозможность точного определения коэффициента k_0 (или нескольких коэффициентов) является основной проблемой. При использовании такого подхода мы заведомо ухудшаем точность расчетов (хотя на практике довольно часто пользуются коэффициентом спроса, подставляя, вызывающие большие сомнения относительно их точности коэффициенты). Так, например, предлагается, а инструкцией по проектированию электроустановок угольных шахт предписывается применение коэффициента спроса в интервале 0,6...0,8 [10, 11]. Чем обусловлен столь значительный разброс предлагаемых значений? Каким критерием руководствоваться при выборе коэффициента? Ответов на эти вопросы указанные источники не дают.

Для упрощения расчета мощности и обеспечения при этом соответствующей точности авторами был избран следующий подход. С учетом КПД подъемной установки для поднятия груза Q на высоту H за время движения $T_{\partial в}$ необходима мощность

$$P_p = \frac{QgH}{T_{\partial в} \eta_{ПУ}}, \quad (4)$$

где g – ускорение свободного падения.

Следует отметить, что формула (4) применима как для ПУ со статически уравновешенной системой, у которой масса каната опускающейся ветви всегда равна массе каната поднимающейся ветви (при равномерном движении усилие не изменяется во времени), так и для неуравновешенных двухсосудных систем подъема (различие состоит в том, что на разгон требуется большее усилие из-за разности масс канатов ветвей). Разность усилий при разгоне и торможении будет определяться суммой приведенных масс всех движущихся частей ПУ. На

ряду с этим равенство времени разгона и торможения (а также малые длины пути сосудов неуравновешенных подъемов в эти периоды) обуславливает равенство среднего значения усилия и усилия при равномерном движении (среднего усилия в период основного хода).

Как видно из формулы (2), КПД подъемной установки учитывает и сопротивление движению подъемных сосудов (коэффициент k), и особенности тахограммы (коэффициент λ), и КПД элементов ПУ.

Подставив выражение (2) в (4) и преобразовав его получим новое выражение для определения мощности, потребляемой ПУ за период осреднения $T_{оср}$ (для определения регулирующей способности ПУ):

$$P_p = \frac{kQgv_{\max} nT_{\text{дв}}}{k_{с.р.} \eta_{\text{дв}} \eta_{\text{зн}} T_{\text{оср}}}, \quad (5)$$

где n – количество циклов подъема за период осреднения.

Наличие в формуле постоянных величин ($k=1,15$; $g=9,82$), а также небольшой интервал значений КПД зубчатых передач ($0,93 \dots 0,97$) позволяет вместо этих составляющих ввести числовой коэффициент, равный 11,9. При этом погрешность расчетов будет не более $\pm 2,55\%$. Тогда выражение (5) можно записать как

$$P_p = 11,9 \frac{Qv_{\max} nT_{\text{дв}}}{k_{с.р.} \eta_{\text{дв}} T_{\text{оср}}}. \quad (6)$$

Проведено сравнение результатов, полученных с использованием вышеизложенных подходов для ПУ со следующими параметрами: $Q=9000$ кг; $H=500$ м; $v_{\max} = 6,5$ м/с; $T_{\text{дв}} = 107$ с; $T_{\text{оср}} = 122$ с. Расчетная мощность двигателя $P_{\text{дв.р}} = 675$ кВт. К установке принят асинхронный двигатель с номинальной мощностью $P_{\text{дв.ном}} = 800$ кВт, $\eta_{\text{дв}} = 0,95$.

Результаты расчетов получасовой мощности по диаграмме усилий, методу коэффициента спроса и формуле (6) сведены в табл., из которой видно, что значения мощности, полученные по методу коэффициента спроса, имеют значительное расхождение в зависимости от выбранного коэффициента, а по предлагаемой формуле – мало отличается от базовой (3,8%) при существенном сокращении объемов вычислений.

Таблица 1

Результаты расчета мощности, потребляемой из сети, выполненного различными методами

Расчет мощности по	диаграмме усилий	коэффициенту спроса		формуле (6)
		$K_c=0,6$	$K_c=0,8$	
P_p , кВт	710	480	640	683
Δ , %	0	32	10	3,8

Примечание: при определении Δ за базовую принята мощность, рассчитанная по диаграмме усилий с учетом КПД двигателя

Таким образом, применение выражения (6) позволяет получить значение мощности, потребляемой двухсосудной ПУ с приводом по системе АФ–РА, которое может быть использовано как при выборе элементов питающей сети и уставок защит, так и при оценке эффективности регулирования режимов электропотребления. Формула (6) учитывает изменение технологического режима работы ПУ, т.е. количества циклов подъема за период осреднения.

Список литературы

1. Электроснабжение угольных шахт / С.А. Волотковский, Ю.Т. Разумный, Г.Г. Пивняк и др.–М.: Недра, 1984.–376 с.
2. Электрические нагрузки промышленных предприятий / С.Д. Волобринский, Г.М. Каялов, П.Н. Клейн и др.–Л.: Энергия, 1971.–264с.
3. Кудрин Б.И. Прокопчик В.В. Электроснабжение промышленных предприятий. – Минск: Высшейш шк., 1988. – 356 с.
4. Кудрин Б.И., Лосев Э.П., О необходимой точности методов расчета электрических нагрузок и оценка надежности систем электроснабжения промышленных предприятий // Изв. вузов. Электромеханика. – 1982. – №12.– С. 1448–1451.
5. Кудрин Б.И. Основы комплексного метода расчета электрических нагрузок // Промышленная энергетика. – 1986. – №11. – С. 23–27.
6. Пивняк Г.Г., Заика В.Т., Разумный Ю.Т. О нормировании погрешности в расчетах электрических нагрузок промышленных предприятий// Электричество. – 1988. – №6. – С. 66–69.
7. Правицкий Н.К. Рудничные подъемные установки. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 416 с.
8. Алексеев В.В. Стационарные машины: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1989. – 416 с.
9. РТМ 07910118-85. Снижение затрат электроэнергии при проектировании и эксплуатации действующих подъемных установок. – Д.: Минуглепром СССР, 1985. – 78 с.
10. Эффективное использование электроэнергии и топлива в угольной промышленности / Н.И. Волощенко, Э.П. Островский, В.И. Мялковский и др.: Под ред. Э.П. Островского, Ю.П. Миновского. – М.: Недра. – 407 с.
11. Инструкция по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и брикетных фабрик. – М.: Минтопэнерго РФ, 1993. – 114 с.
12. РТМ 12.25.010-81. Указания по регулированию режимов электропотребления на предприятиях угольной промышленности. – М.: Минуглепром СССР, 1981. – 145 с.