ОТРАСЛЕВОЙ СТАНДАРТ

ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Основные мероприятия и методы расчета

ОСТ 12.25.011—84

Издание официальное

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
Москва
1984

gost.e-ecolog.ru

Утвержден и введен в действие
приказом Минуглепрома СССР
от 29 ноября 1984 г. № 439

Исполнители: к.т.н. Гойхман В.М. (ИГД им.А.А.Скочинского)
к.т.н. Миновский Ю.П. (ИГД им.А.А.Скочинского)
к.т.н. Мялковский В.И. (ВНИИГМ им.М.М.Федорова)
Дегтярев В.В. (Минуглепром СССР)
Носов А.М. (Минуглепром Украинской ССР)
Соколов Е.И. ("Укршахтострой")
Занько И.Т. ("Укршахтострой")

УДК 621.311.004.1:622.012.21 Группа Е02

ОТРАСЛЕВОЙ СТАНДАРТ

ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ Основные мероприятия и методы расчета	ОСТ 12.25.011-84 Разработан впервые

Приказом Минуглепрома СССР от 29 ноября 1984 г. № 439 срок введения установлен

с 01.01. 1985 г.

Несоблюдение стандарта преследуется по закону

Настоящий стандарт разработан на основании постановлений ЦК КПСС "Об основных направлениях и мерах по повышению эффективности использования топливно-энергетических ресурсов в народном хозяйстве в 1981-1985 годах и на период до 1990 года" и "Об усилении работы по экономии и рациональному использованию сырьевых, топливно-энергетических и других материальных ресурсов" (соответствующие им приказы Министра угольной промышленности СССР от 11.05.81 г. № 231 и от 30.07.81 г. № 363).

Целью настоящего стандарта является повышение эффективности использования электрической энергии на угольных шахтах путем разработки и внедрения конкретных мероприятий и рекомендаций по выявлению и устранению нерациональных её расходов.

Стандарт предназначен для использования на угольных шахтах, в отраслевых научно-исследовательских, проектных и проектно-конструкторских институтах и организациях.

Стандартом может руководствоваться широкий круг специалистов, занимающихся вопросами экономии электрической энергии.

Издание официальное № гос.рег. 8336710 Перепечатка воспрещена от 25.01.83

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ЭКОНОМИИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

I.I. Эффективность использования электрической энергии на угольных шахтах характеризуется величиной удельного электропотребления (кВт.ч/т), которая позволяет объективно оценивать энергоиспользование в реальных условиях производства, правильность выбора энергетического оборудования и элементов электрических сетей [I].

I.2. Уменьшение удельного электропотребления может быть достигнуто за счет [2,3,4,5]

- повышения производительности шахт;
- разработки и внедрения мероприятий по снижению потребления электрической энергии;
- разработки и внедрения мероприятий по снижению потерь электрической энергии во всех элементах системы электроснабжения (трансформаторах, электрических линиях и т.д.).

I.3. Разработка и внедрение мероприятий по рационализации электропотребления позволит

- снизить дефицит активной энергии и мощность в энергосистеме;
- обеспечить соблюдение установленных шахтам планов электропотребления;
- уменьшить размер платы за электроэнергию;
- добиться более высоких технико-экономических показателей при эксплуатации системы электроснабжения.

I.4. Разработанные мероприятия по экономии электрической энергии не должны приводить к снижению

- производительности шахт;
- требований безопасности, регламентированных ПБ и ПТЭ угольных и сланцевых шахт.

I.5. Общими мероприятиями по повышению эффективности использования электрической энергии на шахтах являются [2]

- широкое внедрение современных измерительных приборов и автоматизированных систем учета, контроля расхода электрической энергии и управления электропотреблением;
- совершенствование планирования и нормирования, расширение применения научно-обоснованных норм расхода и прогрессивных систем учета потребления топливно-энергетических ресурсов;

- ускорение внедрения законченных разработок, изобретений и рационализаторских предложений, направленных на повышение эффективности использования электрической энергии;

- укомплектование энергетических служб шахт квалифицированными специалистами, дальнейшее совершенствование структур управления энергетическим хозяйством.

I.6. Основные мероприятия по экономии электрической энергии и, как следствие, по снижению удельного расхода электроэнергии делятся на три группы:

I-я группа - мероприятия по повышению производительности шахт за счет совершенствования технологии отдельных производственных процессов и повышения надежности технологических схем;

2-я группа - технологические и организационно-технические мероприятия, направленные на снижение потребления активной энергии отдельными технологическими процессами, технологическими объектами и электроустановками; повышение степени загрузки и коэффициента полезного действия (к.п.д.) оборудования;

3-я группа - технические и организационные мероприятия, направленные на снижение потерь электрической энергии во всех элементах системы электроснабжения, рационализацию электропривода и электрических сетей.

I.6.I. М е р о п р и я т и я I-й г р у п п ы

I.6.I.I. Совершенствование технологических схем подготовки и систем разработки на угольных шахтах, которое должно включать выбор более эффективных способов ведения очистных и подготовительных работ, более совершенных транспортных технологических схем, что позволит

- повысить концентрацию горных работ и, следовательно, снизить общую протяженность горных выработок (одного из факторов, влияющих на величину удельного электропотребления);

- увеличить нагрузку на очистной забой за счет повышения минутной производительности очистных комбайнов и коэффициента машинного времени;

- увеличить скорость проведения подготовительных выработок.

I.6.I.2. Использование передовой технологии следует осуществлять на основе внедрения на шахтах "Прогрессивных технологических схем разработки пластов на угольных шахтах" [6]. Эти схемы, включающие и схемы электроснабжения, предусматривают комплексный подход к решению всех вопросов ведения очистных и

подготовительных работ, механизации, транспорта, электроснабжения, более совершенной организации труда.

I.6.I.3. Повышение надежности технологических процессов очистных и подготовительных работ (и следовательно, коэффициента машинного времени), включая повышение надежности машин и механизмов на участке, транспортных установок, всего комплекса электрооборудования и кабелей. Увеличение нагрузки на очистной забой за счет повышения надежности, т.е. снижения всевозможных простоев, является одним из основных факторов повышения эффективности использования электрической энергии.

I.6.I.4. Реконструкция горного хозяйства угольной шахты, дающая, кроме прочих выгод, значительное снижение электропотребления за счет [2]

- ликвидации одновременной разработки нескольких угольных пластов одной шахтой (потери производительности компенсируются за счет увеличения числа лав на одном пласте и увеличения нагрузки на лаву с переводом её на цикличную работу);

- применения групповых горных выработок при разработке сближенных пластов (взамен самостоятельных выработок для каждого пласта);

- ликвидации длинных многоступенчатых уклонов путем углубки существующего ствола или проведения нового и соединения их вновь пройденным квершлагом;

- объединения шахт малой производительности (объединения горных работ) и реконструкции поверхностного технологического комплекса одной из шахт.

I.6.2. М е р о п р и я т и я 2-й г р у п п ы

I.6.2.I. Перевод энергоснабжения очистных и проходческих машин на шахтах, разрабатывающих крутые выбросоопасные пласты, с пневматической энергии на электрическую, что повлечет за собой сокращение производства и потребления сжатого воздуха и, следовательно, снижение расхода активной энергии по шахте [I].

I.6.2.2. Снижение энергоемкости основных технологических процессов, обусловленное

- выбором машин и механизмов с меньшим удельным потреблением электрической энергии за счет улучшения режимов резания и разрушения, применения новых режущих инструментов, повышения скорости подачи очистных комбайнов и т.д.;

- изысканием принципиально новых, менее энергоёмких технологий выемки угля и разрушения горных пород, транспорта и подъёма полезного ископаемого.

I.6.2.3. Совершенствование технического обслуживания вентиляторных, компрессорных, водоотливных и подъемных установок, конвейерного, локомотивного и другого транспорта с целью повышения к.п.д. и оптимизации режимов работы; сокращение утечек воздуха в вентиляционной сети; внедрение системы и технических средств автоматического управления и регулирования проветриванием, обеспечивающих рациональное распределение воздуха по шахтным выработкам, уменьшение расхода воздуха в ремонтные смены и выходные дни; выбор и применение рациональной, преимущественно одноступенчатой, схемы водоотлива; чистка трубопроводов и водосборников; упорядочение работы подъемных установок и др.

I.6.2.4. Повышение загрузки и сокращение холостой работы установок и машин. С этой целью установки и машины, работающие продолжительное время в течение суток с малой загрузкой или вхолостую, целесообразно оборудовать устройствами контроля загрузки и ограничения холостого хода. Созданию таких устройств должна предшествовать работа по анализу особенностей технологического объекта, оснащению его необходимыми датчиками контроля режимов работы и внесению изменений в схему автоматизации.

I.6.3. М е р о п р и я т и я 3-й г р у п п ы

I.6.3.I. Перевод шахт и отдельных мощных электроприемников на повышенное напряжение. При совершенствовании схем электроснабжения в связи со значительным ростом нагрузок сокращение потерь электрической энергии во всех элементах системы электроснабжения достигается устройством глубокого ввода напряжением 35-II0-220 кВ, повышением уровня напряжения в распределительных сетях шахт до I0 кВ [I], переводом потребителей подземных добычных участков на напряжение II40 В.

I.6.3.2. Приближение передвижных трансформаторных подстанций к электроприемникам, сопровождающееся сокращением протяженности сетей низкого напряжения, а следовательно, уменьшением общих потерь электроэнергии в сетях.

I.6.3.3. Разработка и внедрение мероприятий по оптимальной компенсации реактивной мощности в шахтных электрических сетях, которые приведут к снижению потерь активной энергии, вызванных

место при передаче по линиям реактивной мощности [1,7,8,9,10].

1.6.3.4. Поддержание на предприятиях регламентированного ГОСТ 13109-67 качества электроэнергии, обеспечивающего минимальные потери мощности и энергии в электроустановках и сетях.

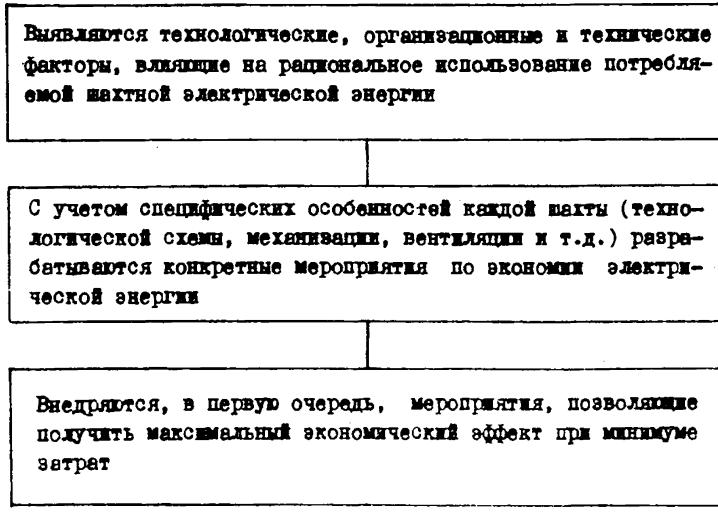
1.6.3.5. Выбор типа, мощности и числа электродвигателей основных производственных механизмов в соответствии с условиями их работы и фактической загрузкой.

1.6.3.6. Замена малозагруженных двигателей энергоемких электроустановок на двигатели меньшей мощности, которая позволит снизить потери холостого хода и потребление электроэнергии.

1.6.3.7. Выбор систем электропривода, в первую очередь, энергоемких установок и машин с наиболее высокими значениями энергетических показателей (к.п.д. и $\cos\varphi$).

1.6.3.8. При реконструкции шахтных электрических сетей и сооружении новых выбор конфигурации сетей минимальной протяженности (при условии выполнения всех технических требований).

1.7. Последовательность работы по повышению экономичности шахтных электроустановок и сетей указана в приведенной структурной схеме



2. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ В СИСТЕМЕ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии в электрических сетях угольных шахт указаны в приведенной ниже структурной схеме



2.I. ВОЗДУШНЫЕ И КАБЕЛЬНЫЕ ЛИНИИ

2.I.I. Потери активной мощности ΔP (кВт) и энергии ΔW (кВт.ч) в трехфазных воздушных линиях и кабелях определяются из выражений [II]

$$\left.\begin{aligned} \Delta P &= 3I^2R\cdot 10^{-3} \\ \text{или} \quad \Delta P &= \frac{P^2+Q^2}{U^2}\cdot R\cdot 10^{-3} \end{aligned}\right\}; \qquad (2.I)$$

$$\Delta W = \Delta P \cdot T_p \ , \qquad (2.2)$$

где I - расчетный ток линии, А; $R = \rho \frac{L}{S}$ - активное сопротивление провода или жилы кабеля, Ом; ρ - удельное сопротивление материала провода при $20^{\circ}C$ (для алюминия 0,026-0,029; для меди 0,0I75-0,0I8; для стали 0,I0-0,I4 Ом.мм^2/м) ; L - длина линии, м ; S - сечение проводника, мм^2; P, Q - соответственно расчетная активная и реактивная мощность линии, кВт, квар; U - линейное напряжение, кВ; T_p - продолжительность работы за расчетный период, ч.

Потери активной мощности в трехфазных линиях и сетях могут быть определены также с использованием специальных таблиц [II].

2.I.2. При переводе сетей на более высокое напряжение экономия электрической энергии (кВт.ч) в воздушных и кабельных линиях определяется из выражения

$$\Delta W = 0{,}003\, \rho\, L\, T_p \left(\frac{I_1^2}{S_1} - \frac{I_2^2}{S_2} \right) , \qquad (2.3)$$

где I_1, I_2 - значения тока в сети соответственно при низшем и высшем напряжении, А; S_1, S_2 - сечение проводов при низшем и высшем напряжении, мм^2;

П р и м е р. Определить годовую экономию электроэнергии в линии электропередачи от замены двигателя и питающей сети напряжением 380 В на 6 кВ при следующих исходных данных: L = 800 м; S_1 = I20 мм^2; S_2 = 25 мм^2; I_1 = 2I0 А; I_2 = I5 А ; провода алюминиевые ρ = 0,028 Ом.мм^2/м ; годовая продолжительность работы линии равна T_p = 8760 ч.

Р е ш е н и е .

После подстановки исходных данных в выражение (2.3) получим

$$\Delta W = 0{,}003 \cdot 0{,}028 \cdot 800 \cdot 8760 \left(\frac{2I0^2}{I20} - \frac{I5^2}{25} \right) = 2II040 \text{ кВт.ч}$$

в год.

2.I.3. При проведении реконструкции сетей без изменения напряжения ($I_1 = I_2 = I$) экономия электроэнергии достигается за счет

- замены сечения проводов;
- замены материала проводов ;
- сокращения длины линий.

Расчет экономии электроэнергии (кВт.ч) следует выполнять с использованием выражения

$$\Delta W = 0{,}003 I^2 \cdot T_p \left(\frac{\rho_1 L_1}{S_1} - \frac{\rho_2 L_2}{S_2} \right), \qquad (2.4)$$

которое будет иметь следующий вид в случае

- замены сечения проводов ($\rho_1 = \rho_2 = \rho$; $L_1 = L_2 = L$)

$$\Delta W = 0{,}003 \rho L I^2 T_p \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S_2} \right); \qquad (2.5)$$

- замены материала проводов ($L_1 = L_2 = L$; $S_1 = S_2 = S$)

$$\Delta W = 0{,}003 \frac{L}{S} I^2 T_p (\rho_1 - \rho_2); \qquad (2.6)$$

- сокращения длины линии ($\rho_1 = \rho_2 = \rho$; $S_1 = S_2 = S$)

$$\Delta W = 0{,}003 \frac{\rho}{S} I^2 T_p (L_1 - L_2); \qquad (2.7)$$

- замены сечения проводов и материала ($L_1 = L_2 = L$)

$$\Delta W = 0{,}003 L I^2 T_p \left(\frac{\rho_1}{S_1} - \frac{\rho_2}{S_2} \right). \qquad (2.8)$$

П р и м е р. Определить ожидаемую годовую экономию электроэнергии от реконструкции линии электропередачи к главной вентиляторной установке, состоящей в замене стального провода сечением $S_1 = 50$ мм^2 ($\rho_1 = 0{,}14$ Ом.мм^2/м) на алюминиевый сечением $S_2 = 70$ мм^2 ($\rho_2 = 0{,}028$ Ом.мм^2/м), $L = 1500$ м; $T_p = 8760$ч, $I = 50$А.

Р е ш е н и е .

После подстановки исходных данных в выражение (2.8) получим

$$\Delta W = 0{,}003 \cdot 1500 \cdot 50^2 \cdot 8760 \cdot \left(\frac{0{,}14}{50} - \frac{0{,}028}{70} \right) = 236520 \text{ кВт.ч в год.}$$

2.1.4. Приближение источников питания к потребителям позволит осуществлять

- питание отдельно стоящих мощных электроустановок или групп электроустановок не от стационарной, а от передвижной подстанции, максимально приближенной к электроприемникам;

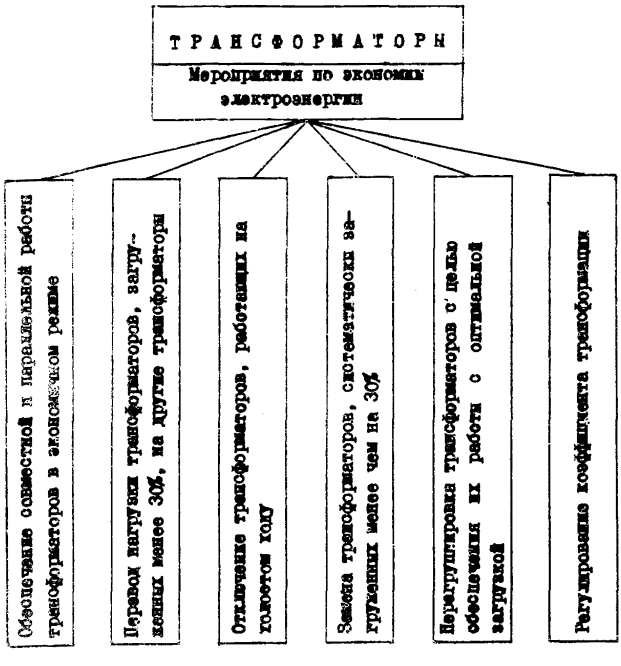
- питание участков и горизонтов шахт с поверхности от передвижной комплектной трансформаторной подстанции кабелями, проложенными по скважинам.

Применение такого варианта питания подземных электроустановок должны предшествовать технико-экономические расчеты вариантов электроснабжения с использованием Типовых методик [12].

Приближение источников питания к потребителям позволит уменьшить протяженность низковольтной сети и увеличить протяженность высоковольтной. Ожидаемая экономия электроэнергии может быть определена при этом с использованием выражения (2.3).

2.2. Т Р А Н С Ф О Р М А Т О Р Ы

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе трансформаторов указаны в приведенной ниже структурной схеме



2.2.I. Потери активной мощности в двухобмоточном трансформаторе (кВт) определяются из выражения [II]

$$\Delta P'_{тр} = \Delta P'_{х} + \beta^2 \Delta P'_{к} , \qquad (2.9)$$

где $\Delta P'_{х} = \Delta P_{х} + K_{э} \cdot \Delta Q_{х}$ – приведенные потери мощности холостого хода, кВт; $\Delta P'_{к} = \Delta P_{к} + K_{э} \cdot \Delta Q_{к}$ – приведенные потери мощности короткого замыкания, кВт; $\Delta P_{х}$ – потери холостого хода при номинальном напряжении (по паспорту), кВт; $\Delta P_{к}$ – потери короткого замыкания при номинальной нагрузке (по паспорту), кВт; $\beta = \frac{S_{ф}}{S_{н}}$ – коэффициент загрузки трансформатора, равный отношению фактической нагрузки трансформатора к его номинальной мощности; $\Delta Q_{х} = S_{н} \cdot \frac{I_{х}}{100}$ – реактивные потери холостого хода трансформатора, квар; $I_{х}$ – ток холостого хода трансформатора (по паспорту), %; $\Delta Q_{к} = S_{н} \cdot \frac{U_{к}}{100}$ – реактивные потери короткого замыкания трансформатора, квар; $U_{к}$ – напряжение короткого замыкания трансформатора (по паспорту), %; $K_{э}$ – коэффициент потерь (кВт/квар), примерные значения которого в зависимости от места установки трансформатора принимаются по табл.2.I [4].

Таблица 2.I. Коэффициент изменения потерь в трансформаторе

Характеристика трансформатора и системы электроснабжения	$K_{э}$, кВт/квар	
	в часы максимума энергосистемы	в часы минимума энергосистемы
Трансформаторы, питающиеся непосредственно от шин электростанций	0,02	0,02
Сетевые трансформаторы, питающиеся от электростанций на генераторном напряжении	0,07	0,04
Понижающие трансформаторы II0/35/I0 кВ, питающиеся от районных сетей	0,I	0,06
Понижающие трансформаторы I0-6/0,4 кВ, питающиеся от районных сетей	0,I5	0,I

Потери активной энергии в трансформаторе (кВт.ч) определяются как

$$\Delta W = \Delta P_x' \cdot T_n + \beta^2 \Delta P_k' \cdot T_p \ , \qquad (2.10)$$

где T_n – полное число часов работы установленных на поверхности шахты трансформаторов, которое принимается в январе, марте, мае, июле, августе, октябре, декабре равным 744 ч; в апреле, июне, сентябре, ноябре – 720 ч, в феврале– 672 ч (для високосного года 696 ч); T_p – число часов работы трансформатора с номинальной нагрузкой, которое принимается равным для предприятий, работающих в одну смену, – 200 ч, в две смены – 450 ч; в три смены – 700 ч в месяц [4].

Фактическая нагрузка трансформатора $S_{ф}$ (кВ·А) определяется с использованием выражений

$$S_{ф} = \frac{W_a}{T_n \cdot \cos\varphi_{ср}} \ ; \qquad (2.11)$$

$$\cos\varphi_{ср} = \frac{W_a}{\sqrt{W_a^2 + W_p^2}} \ , \qquad (2.12)$$

$\cos\varphi_{ср}$ – средневзвешенный коэффициент мощности трансформатора; W_a , W_p – показания установленных на вводном устройстве трансформатора счетчиков активной (кВт.ч) и реактивной (квар.ч) энергии за время T_n .

2.2.2. Экономический режим работы трансформаторов определяет число одновременно включенных трансформаторов, обеспечивающих минимум потерь электроэнергии в этих трансформаторах.

2.2.2.1. При наличии на подстанциях однотипных трансформаторов одинаковой мощности экономически целесообразное число одновременно включенных трансформаторов определяется следующими условиями:

при росте нагрузки подключение $(n+1)$-го трансформатора экономически целесообразно, когда коэффициент загрузки работающих трансформаторов достигает значения

$$\beta \geq \sqrt{\frac{n+1}{n}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta P_x + K_э \Delta Q_x}{\Delta P_k + K_э \Delta Q_k}} \ ; \qquad (2.13)$$

при снижении нагрузки экономически целесообразно отключить один трансформатор, когда коэффициент загрузки работающих трансформаторов достигает значения

$$\beta \leq \sqrt{\frac{n-1}{n}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta P_x + K_з \Delta Q_x}{\Delta P_к + K_з \Delta Q_к}}, \qquad (2.I4)$$

где n – число включенных трансформаторов.

2.2.2.2. Для оценки экономичности режима работы трансформаторов необходимо определить входящий в выражение (2.9) фактический коэффициент загрузки β каждого из работающих трансформаторов. При определении по формуле (2.II) мощности $S_ф$ рассчитывается согласно выражению (2.I2) средневзвешенное за год значение $\cos\varphi_{ср}$ при годовом числе часов работы трансформатора $T_п$.

2.2.2.3. После сопоставления фактического коэффициента загрузки трансформаторов (см.п.2.2.2.2.) с вычисленными с использованием выражений (2.I3) и (2.I4) делается вывод об экономической целесообразности одновременной работы трансформаторов с данной загрузкой.

Пример. Определить фактический коэффициент загрузки трансформатора ТМ-6300/35, если известны годовые значения расхода электроэнергии, учтенные счетчиками:

$W_а$ = 36790000 кВт.ч; $W_р$ = I3I40000 квар.ч.

Решение.

Определяем годовое значение времени $T_п$:

$T_п = 7 \cdot 744 + 4 \cdot 720 + 672 = 8760$ ч.

Рассчитываем значение $\cos\varphi_{ср}$ по формуле (2,I2):

$$\cos\varphi_{ср} = \frac{W_а}{\sqrt{W_а^2 + W_р^2}} = \frac{36790000}{\sqrt{36790000^2 + I3I40000^2}} = 0,94.$$

Рассчитываем значение $S_ф$ по формуле (2.II):

$$S_ф = \frac{W_а}{T_п \cdot \cos\varphi_{ср}} = \frac{36790000}{8760 \cdot 0,94} = 4468 \text{ кВ·А}.$$

Определяем значение коэффициента β:

$$\beta = \frac{S_ф}{S_н} = \frac{4468}{6300} = 0,7.$$

П р и м е р. Для питания электроприемников мехцеха на шахтной подстанции установлены два трансформатора типа ТМ-I000/6 со следующими данными: ΔP_x = 2,45 кВт; $\Delta P_к$ = I2,2 кВт; $U_к$ =5,5%; I_x = 2,8%; $S_н$ = I000 кВ.А. Трансформаторы подключены к шинам ГПП напряжением 6 кВ. Определить экономическую целесообразность работы двух трансформаторов.

Р е ш е н и е.

Рассчитываем значения реактивных потерь холостого хода ΔQ_x и короткого замыкания $\Delta Q_к$:

$$\Delta Q_x = S_н \cdot \frac{I_x}{I00} = I000 \cdot \frac{2,8}{I00} = 28 \text{ квар};$$

$$\Delta Q_к = S_н \cdot \frac{U_к}{I00} = I000 \cdot \frac{5,5}{I00} = 55 \text{ квар}.$$

Определяем значение коэффициента $K_э$ по табл.2.I как среднее из значений в часы максимума и минимума энергосистемы

$$K_э = \frac{0,I5 + 0,I}{2} = 0,I25 .$$

С использованием выражения (2.I3) рассчитываем значение β при $n = I$:

$$\beta \geq \sqrt{\frac{I + I}{I}} \cdot \sqrt{\frac{2,45 + 0,I25 \cdot 28}{I2,2 + 0,I25 \cdot 55}} \approx 0,8,$$

а с использованием выражения (2.I4) - значение β при $n = 2$:

$$\beta \leq \sqrt{\frac{2 - I}{2}} \cdot \sqrt{\frac{2,45 + 0,I25 \cdot 28}{I2,5 + 0,I25 \cdot 55}} \approx 0,4 .$$

В ы в о д :

а) при работе одного трансформатора и увеличении его загрузки $\beta \geq 0,8$ следует включить в работу второй трансформатор;

б) при снижении загрузки каждого из двух работающих трансформаторов до значения 0,4 один из трансформаторов следует отключить.

2.2.3. Р а ц и о н а л и з а ц и я р е ж и м а р а б о т ы т р а н с ф о р м а т о р о в

С целью рационализации режима работы трансформаторов необходимо:

а) переводить (если имеется возможность) нагрузку временно загруженных менее чем на 30% трансформаторов ($\beta \leq 0,3$) на другие трансформаторы;

б) отключать (если имеется возможность) трансформаторы, работающие на холостом ходу;

в) заменять трансформаторы, систематически загруженные менее чем на 30%;

г) осуществлять перегруппировку имеющихся на предприятии трансформаторов с целью обеспечения их работы со значениями коэффициента загрузки не менее 0,6.

Выполнение условий а) и б) наиболее целесообразно осуществлять автоматически.

2.3.4. Регулирование коэффициента трансформации с целью поддержания регламентированного ГОСТ I3I09-67 уровня напряжения на вторичной обмотке, осуществляемое

- устройствами автоматического регулирования напряжения (АРН) трансформаторов ПШ при систематическом контроле за их работой;

- переключением отпаек обмоток высшего напряжения трансформаторов, не имеющих АРН (в том числе на подземных передвижных подстанциях).

Отклонение напряжения от нормированных значений приводит к повышенным потерям электрической энергии в элементах системы электроснабжения, а следовательно, к увеличению потребления электроэнергии шахтой.

Пример. Определить возможную годовую экономию электроэнергии в результате отключения на I00 суток в году трансформатора типа ТМ-I000/6. Исходные данные для расчета согласно примеру с.I4.

Решение.

С помощью выражения (2.I0) определяем величину ΔW при условии, что $\beta^2 \cdot \Delta P_к \cdot T_р \approx 0$ (ввиду малого значения β при работе трансформатора без нагрузки), $T_п = T_{отк} = I00 \cdot 24 = 2400$ч;

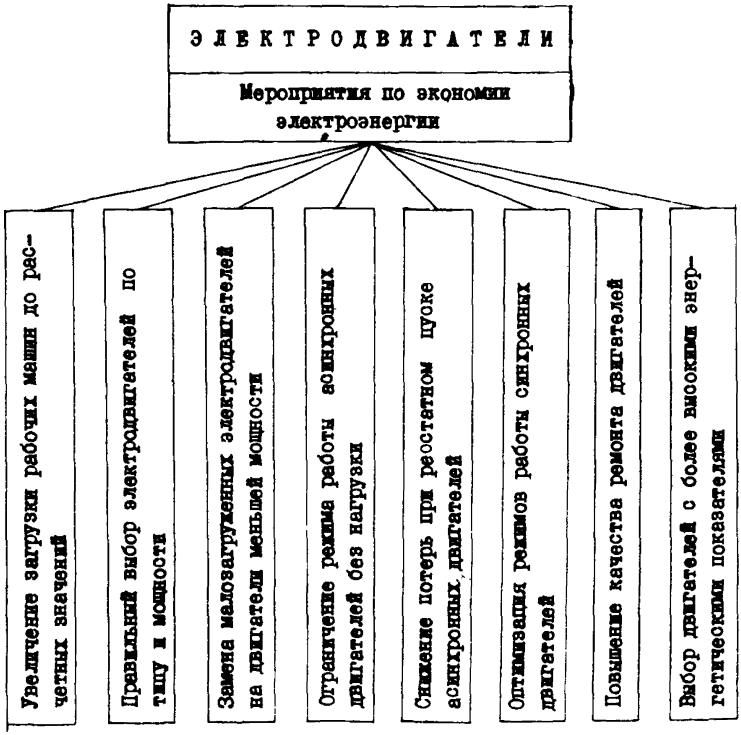
$$\Delta P'_х = \Delta P_х + K_э \cdot \Delta Q_х = 2,45 + 0,I25 \cdot 28 = 5,95 \text{ кВт.}$$

Тогда

$$\Delta W = \Delta P'_х \cdot T_{отк} = 5,95 \cdot 2400 = I4280 \text{ кВт.ч в год.}$$

2.3. ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе электродвигателей указаны в приведенной ниже структурной схеме



2.3.1. Увеличение загрузки рабочих машин до расчетных значений

Увеличение средней загрузки рабочих машин приводит к снижению удельного расхода электроэнергии [4]. Значение коэффициента загрузки β можно рассчитать как

$$\beta = \frac{P_{\Phi}}{P_{н}},$$

где $P_ф$ – фактическая мощность, потребляемая рабочим органом машины, кВт; $P_н$ – номинальная мощность электродвигателя, кВт.

Ввиду сложности определения мощности $P_ф$ на рабочем органе машины значение коэффициента β следует рассчитывать как

$$\beta = \frac{P_c}{P_{н.с}}, \qquad (2.I5)$$

где P_c – фактическая мощность (кВт), потребляемая двигателем из сети при данной загрузке, определяемая

– по показателям приборов (счетчиков, амперметров и вольтметров), включенных в цепь статора двигателя;

– аналитически по методике, изложенной в [I] (раздел 3.7);

$P_{н.с}$ – мощность, потребляемая двигателем из сети (кВт) при номинальной загрузке, определяемая как $P_{н.с} = \frac{P_н}{\eta_н}$, где $\eta_н$ – номинальный к.п.д. двигателя.

Ориентировочное значение экономии электрической энергии, получаемое в результате повышения загрузки рабочих машин, можно определить по приведенным на рис. 2.I кривым $K_W = f(\beta)$, где K_W – коэффициент увеличения удельного расхода электрической энергии, %.

$$K_W = \frac{\Delta W_y}{\Delta W_{y.0}}, \qquad (2.I6)$$

где ΔW_y – фактическое значение удельного расхода электроэнергии за фиксированный промежуток времени, кВт.ч/мин (час, сутки и т.д.); $\Delta W_{y.0}$ – удельный расход энергии при отсутствии холостого хода и загрузке $\beta = I$, кВт.ч/мин (час, сутки и т.д.); $K_т = \frac{T_м}{T_м + T_х}$ – коэффициент использования рабочей машины; $T_м$ – машинное время, ч; $T_х$ – время холостой работы, ч.

П р и м е р. Конвейерная установка оборудована тремя асинхронными двигателями мощностью по I00 кВт, работает со значением $K_т = 0,5$ ($T_м$ = I0 ч и $T_х$ = I0 ч в сутки) и со средней загрузкой, равной $\beta_1 = 0,25$.

В результате устройства загрузочного бункера удалось исключить работу конвейера вхолостую, т.е. $T_х \approx 0$ ($K_т = I$), а среднюю загрузку повысить до значения $\beta_2 = 0,8$. Определить ожидаемую годовую экономию электроэнергии при условии, что суточное потребление электроэнергии установкой до устройства бункера составляло ΔW_{y1} = 3000 кВт.ч/сут. Число дней работы установки в году равно 300.

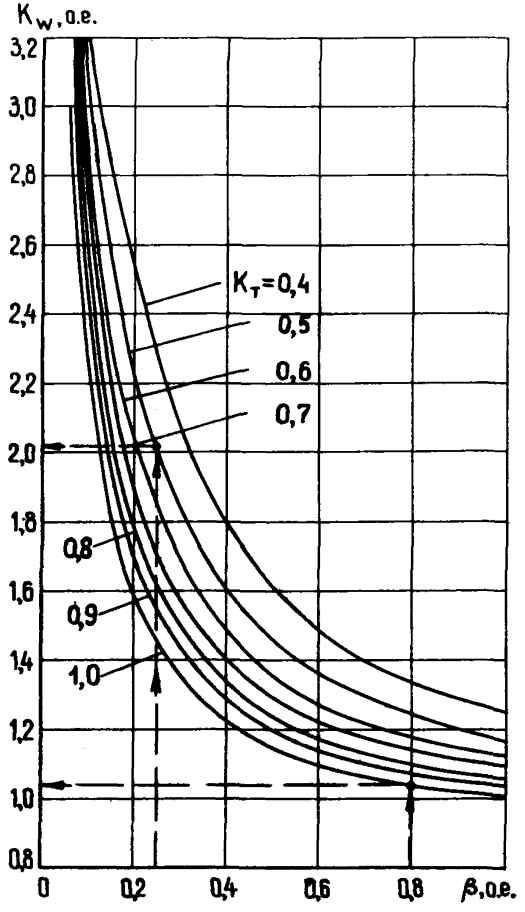


Рис.2.I. Зависимость изменения удельных расходов электроэнергии K_w от коэффициента загрузки β рабочей машины

Р е ш е н и е .

При $\beta_1 = 0,25$ и $K_т = 0,5$ по графику рис.2.I определяем $K_{w1} = 2,02$.

При $\beta_2 = 0,8$ и $K_т = I$ по графику рис.2.I определяем $K_{w2} = I,04$.

Согласно выражению (2.I6), значения коэффициентов K_{w1} и K_{w2} определятся как

$$K_{w1} = \frac{\Delta W_{y1}}{\Delta W_{y0}} \quad \text{и} \quad K_{w2} = \frac{\Delta W_{y2}}{\Delta W_{y0}},$$

следовательно, $\Delta W_{y2} = \frac{K_{w2}}{K_{w1}} \cdot \Delta W_{y1}$, т.е.

$$\Delta W_{y2} = \frac{I,04}{2,02} \cdot 3000 = I547 \text{ кВт.ч/сут.}$$

Ожидаемая годовая экономия электроэнергии будет равна

$$\Delta W = (\Delta W_{y1} - \Delta W_{y2}) \cdot 300 = (3000 - I547) \cdot 300 = 435900 \text{ квт.ч.}$$

2.3.2. П р а в и л ь н ы й в ы б о р э л е к т р о д в и г а т е л я п о т и п у и м о щ н о с т и н а с т а д и и п р о е к т и р о в а н и я и э к с п л у а т а ц и и , который предполагает

– выбор электродвигателей по мощности в соответствии с режимом работы механизма (установки);

– установку двигателей закрытого типа только в тех местах, где она регламентируется Правилами устройства электроустановок или ПТЭ угольных и сланцевых шахт. Установка таких двигателей в условиях окружающей среды, допускающих эксплуатацию двигателей открытого или защищенного типа, имеющих лучшие энергетические показатели, будет приводить к необоснованным потерям электроэнергии;

– при прочих равных условиях отдавать предпочтение перед двигателями с фазным ротором короткозамкнутым асинхронным двигателям, имеющим более высокие энергетические показатели (к.п.д. и $\cos\varphi$).

2.3.3. З а м е н а м а л о з а г р у ж е н н ы х э л е к т р о д в и г а т е л е й н а д в и г а т е л и м е н ь ш е й м о щ н о с т и

2.3.3.I. При средней загрузке электродвигателя менее 45% номинальной мощности замена его менее мощным всегда целесообразна и проверка расчетами не требуется.

2.3.3.2. При загрузке электродвигателя более 70% номинальной мощности замена его нецелесообразна.

2.3.3.3. При загрузке электродвигателя в пределах 45-70% номинальной мощности целесообразность его замены должна быть подтверждена уменьшением суммарных потерь электрической энергии в электродвигателе и сети в результате проведенной замены согласно выражению [4]

$$\frac{1-\eta_1}{\eta_1} + K_э \frac{tg\varphi_1}{\eta_1} > \frac{1-\eta_2}{\eta_2} + K_э \frac{tg\varphi_2}{\eta_2}, \qquad (2.I7)$$

где η_1, η_2 - к.п.д. сравниваемых двигателей при заданной загрузке, о.е.; $tg\varphi_1, tg\varphi_2$ - тангенсы углов φ_1 и φ_2, соответствующие значениям коэффициента мощности $\cos\varphi_1$ и $\cos\varphi_2$; $K_э$ - коэффициент потерь, кВт/квар (см.табл.2.I).

Необходимые для расчета ориентировочные значения к.п.д. и $\cos\varphi$ асинхронных двигателей в зависимости от коэффициента загрузки β определяются путем умножения приведенных в табл. 2.2 значений в относительных единицах (о.е.) на номинальные (по паспорту).

Таблица 2.2. Ориентировочные значения к.п.д. и $\cos\varphi$ асинхронных двигателей в зависимости от загрузки

β, о.е.	0,I	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	I,0
η, о.е.	0,48	0,68	0,79	0,86	0,93	0,97	I,0	I,0I	I,0I	I,0
$\cos\varphi$	0,34	0,56	0,70	0,79	0,87	0,93	0,97	I,0	I,0	I,0

Пример. Определить целесообразность замены асинхронного двигателя вентилятора типа А 82-2 ($P_{н1}$ = 75 кВт; $\eta_{н1}$ = 9I%; $\cos\varphi_{н1}$ = 0,92), работающего с β_1 = 0,6 ($P_{ср}$ = 45 кВт), на двигатель типа А 8I-2 ($P_{н2}$ = 55 кВт; $\eta_{н2}$ = 90,5%; $\cos\varphi_{н2}$ = 0,9I); значение $K_э$ = 0,I25 (см.табл.2.I).

Решение.

С использованием данных табл.2.2 для двигателя А 82-2 при β = 0,6 определяем фактические значения

$\eta_1 = 0,97 \cdot \eta_{н1} = 0,97 \cdot 9I = 88\%$ или 0,88 о.е.;

$\cos\varphi_1 = 0,93 \cdot \cos\varphi_{н1} = 0,93 \cdot 0,92 = 0,85$.

Соответствующее этому $\cos\varphi_1$ значение $tg\varphi_1 = 0,62$.

Аналогично для двигателя А 8I-2 при загрузке

$\beta_2 = \frac{P_{ср}}{P_{н2}} = \frac{45}{55} = 0,82$ путем интерполирования определяем значения

$\eta_2 = I,0I \cdot \eta_{н2} = I,0I \cdot 90,5 = 9I,4\%$ или 0,9I4 о.е.;

$\cos\varphi_2 = I,0 \cdot \cos\varphi_{н2} = I,0 \cdot 0,9I = 0,9I$.

Соответствующее этому $\cos\varphi_2$ значение $tg\varphi_2 = 0,456$.

После подстановки значений η_1, $tg\varphi_1$, η_2, $tg\varphi_2$ и $K_э$ в выражение (2.I7) получим

$$\frac{I - 0,88}{0,88} + 0,I25 \cdot \frac{0,62}{0,88} > \frac{I - 0,9I4}{0,9I4} + 0,I25 \cdot \frac{0,456}{0,9I4}$$

или $0,2I6 > 0,I56$, т.е. предполагаемая замена работающего двигателя вентилятора на двигатель меньшей мощности целесообразна и приведет к снижению суммарных потерь электроэнергии.

2.3.3.4. Замена малозагруженных двигателей, встроенных в механизмы, настолько дорога и сложна, что она практически нецелесообразна.

2.3.3.5. В условиях предприятий угольной промышленности проверку загрузки двигателей основных электроустановок поверхности можно осуществлять с помощью приборов общепромышленного применения или токоизмерительных клещей [I], а замену малозагруженных двигателей наиболее удобно производить при монтаже-демонтаже установок.

2.3.4. Ограничение режима работы асинхронных двигателей без нагрузки

Такой режим работы двигателей является экономически нецелесообразным, т.к. приводит к

- необоснованному потреблению активной энергии (кВт.ч), равному

$$\Delta W = P_x \cdot T_x ,$$

где P_x - мощность, потребляемая двигателем из сети на холостом ходу, кВт; T_x - время работы вхолостую, ч;

- загрузке сети реактивной мощностью ($Q_x \approx 0,65 Q_н$, где $Q_н = \frac{P_н}{\eta_н} \cdot tg\varphi_н$ - реактивная мощность электродвигателя при номинальной загрузке; $tg\varphi_н$ - тангенс угла $\varphi_н$, соответствующий номинальному значению $\cos\varphi_н$) и увеличению на этой основе потерь активной энергии при передаче реактивной мощности.

При выполнении ориентировочных расчетов потребляемая асинхронными двигателями на холостом ходу реактивная мощность определяется как

$$Q_x \approx 0,4 P_н . \qquad (2.18)$$

Зная величину Q_x, с использованием приведенного на рис. 2.2. графика относительного изменения реактивной мощности асинхронного двигателя от коэффициента загрузки β можно определить потребляемую им реактивную мощность при данной загрузке.

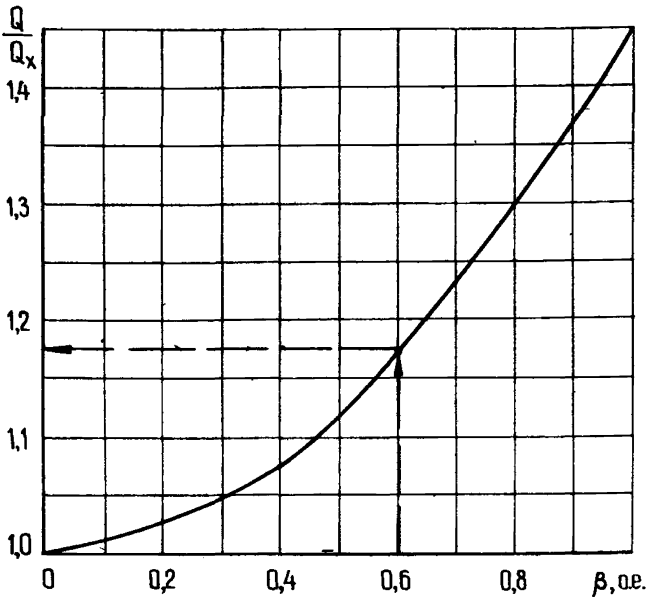


Рис. 2.2. Зависимость относительного изменения реактивной мощности асинхронных двигателей от коэффициента загрузки β

Пример. Определить потребляемую из сети реактивную мощность асинхронным двигателем $P_н$ = 100 кВт, работающим с коэффициентом загрузки β = 0,6.

Решение.

С использованием выражения (2.18) определяем потребляемую двигателем реактивную мощность при работе на холостом ходу

$$Q_x = 0,4 \cdot P_н = 0,4 \cdot 100 = 40 \text{ квар.}$$

В соответствии с графиком рис.2.2 при $\beta = 0,6$ $\frac{Q}{Q_x} = I,I75$, т.е.ориентировочное значение потребляемой при такой загрузке реактивной мощности будет равно $Q = Q_x \cdot I,I75 = 40 \cdot I,I75 = 47$ квар;

- повышению дефицита реактивной мощности на шахте;
- снижению пропускной способности сети;
- увеличению потерь напряжения в линиях.

Для уменьшения вредного влияния на энергетические показатели шахты работающих длительное время в течение суток без нагрузки установок и машин необходимо оборудовать их устройствами ограничения холостого хода.

2.3.5. П о в ы ш е н и е к а ч е с т в а р е м о н т а д в и г а т е л е й

При проведении ремонта двигателей недопустимо снижение их энергетических показателей (к.п.д. и $\cos\varphi$), которое может иметь место при

- обточке роторов;
- уменьшении числа проводников в пазу;
- расточке пазов;
- выжигании обмоток.

Снижение энергетических показателей двигателей по сравнению с номинальными данными в процессе их эксплуатации будет приводить к

- увеличению мощности холостого хода, а следовательно, к повышенному потреблению активной энергии;
- повышенному потреблению реактивной энергии (в случае увеличения при ремонте воздушного зазора между статором и ротором), сопровождаемому указанными в п.2.3.4 отрицательными последствиями.

2.3.6. В ы б о р д в и г а т е л е й с б о л е е в ы с о к и м и э н е р г е т и ч е с к и м и п о к а з а т е л я м и

2.3.6.I. При выборе асинхронного двигателя предпочтение следует отдавать двигателям с короткозамкнутым ротором, имеющим более высокий к.п.д., чем двигатели с фазным ротором.

2.3.6.2. При реконструкции предприятий и отдельных энергоемких установок необходимо рассматривать возможность замены асинхронных двигателей на синхронные (при условии выполнения требований, предъявляемых к системе электропривода в пусковых

и установившихся режимах).

2.3.7. Снижение потерь при реостатном пуске асинхронных двигателей

При построении и наладке схем реостатного пуска асинхронных двигателей с фазным ротором может иметь место

- отклонение параметров пускового режима от проектных значений (например, увеличение длительности пуска по сравнению с проектной);

- увеличение выше необходимых значений сопротивлений ступеней пусковых реостатов;

- постоянное включение сопротивлений в роторной цепи двигателей.

Устранение указанных факторов приведет к снижению потерь электроэнергии при реостатном пуске асинхронных двигателей с фазным ротором, а следовательно, к экономии энергии по шахте.

2.3.8. Оптимизация режимов работы синхронных двигателей

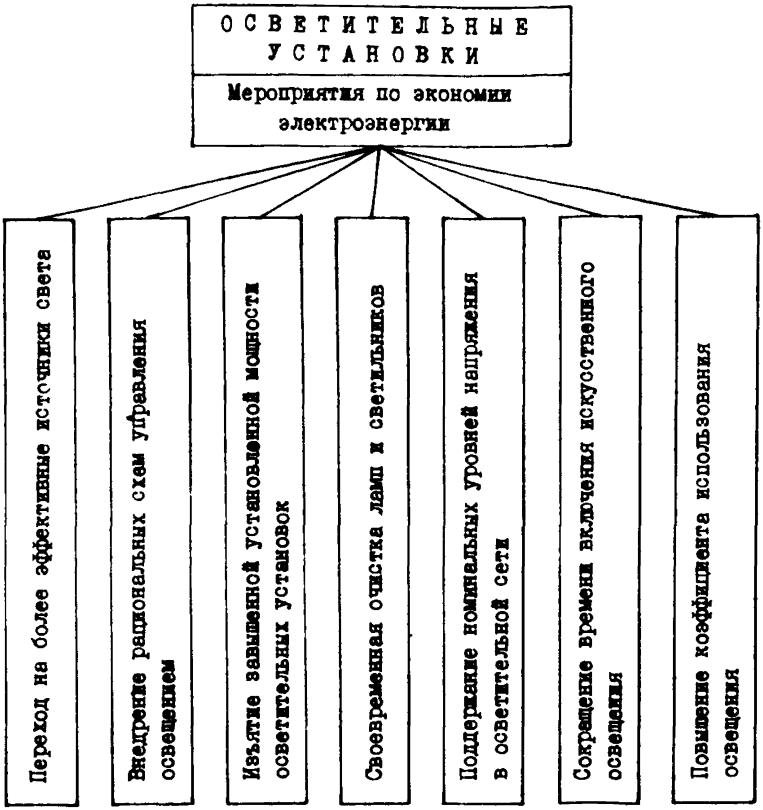
Максимальное использование компенсирующей способности синхронных двигателей для поддержания регламентированных значений реактивных мощностей $Q_{э_1}$ и $Q_{э_2}$ в часы максимума и минимума нагрузки позволит шахте получить значительный экономический эффект (см.п.2.5).

2.4. ОСВЕТИТЕЛЬНЫЕ УСТАНОВКИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе осветительных установок указаны в приведенной ниже структурной схеме.

2.4.I. Переход на более эффективные источники света путем замены имеющих низкий энергетический к.п.д. ламп накаливания люминесцентными лампами и дуговыми ртутными лампами (ДРЛ) позволит повысить освещенность рабочих мест более чем в два раза [4], улучшить условия труда работающих и получить реальную экономию электрической энергии.

Данные о мощности и световом потоке ламп накаливания, люминесцентных и ДРЛ приведены в табл.2.3.



2.4.I.I. При выборе люминесцентных ламп следует учитывать, что наиболее экономичными являются лампы ЛБ (табл.2.4). Лампы ЛБ не только более экономичны, но и более универсальны и должны широко применяться в различных электроосветительных установках.

2.4.I.2. Во всех общешахтных осветительных установках следует, как правило, применять газоразрядные источники света (люминесцентные, ртутные, металлогалогенные и натриевые лампы).

При замене ламп накаливания на газоразрядные следует учитывать, что последние имеют падающую вольт-амперную характеристику, поэтому их включение в сеть во избежание перегорания

Таблица 2.3. Мощность и световой поток различных источников света

Лампы накаливания		Люминесцентные лампы		Дуговые ртутные лампы (ДРЛ)	
Мощность, Вт	Световой поток, лм	Мощность, Вт	Световой поток, лм	Мощность, Вт	Световой поток, лм
15	105	15	630	–	–
25	205	30	1740	–	–
40	430	40	2480	–	–
75	950	80	4320	80	2950
100	1380	125	6200	125	5200
150	1900	150	8000	–	–
200	2700	200	10000	250	11000
300	4350	–	–	400	18000
500	8100	–	–	–	–
750	13100	–	–	700	35000
1000	18200	–	–	1000	50000

Таблица 2.4. Мощность и световой поток люминесцентных ламп

Типы ламп	Мощность лампы, Вт	Световой поток лампы, лм
ЛБ – 15	15	630
ЛХБ-15, ЛД-15, ЛДЦ-15-1	15	430–600
БИ – 20	20	980
ЛХБ-20, ЛД-20, ЛДЦ-20-1	20	620–900
ЛБ – 30	30	1740
ЛХБ-30, ЛД-30, ЛДЦ-30-1	30	1110–1500
ЛБ – 40	40	2480
ЛХБ-40, ЛД-40, ЛДЦ-40-1	40	1520–2200
ЛБ – 65	65	3970
ЛБ – 80	80	4320
ЛХБ-8, ЛД-80, ЛДЦ-80-1	80	2720–3840
ЛХБ-125	125	6200
ЛХБ-150	150	8000
ЛХБ-200	200	10000
ЛБИ-80	80	4320
ЛБИ-110	110	6000
ЛБИ-150	150	8000

осуществляется с баллластным сопротивлением, ограничивающим величину тока.

Сопоставление энергетической эффективности различных источников света между собой для ориентировочной оценки экономии электроэнергии, которая может иметь место при замене л.ш с учетом допусков на расчетную освещенность, приведено в табл.2.5.

Таблица 2.5. Возможная экономия электроэнергии за счет перехода на более эффективные источники света

Заменяемые источники света	Среднее значение возможной экономии электроэнергии, %
Люминесцентные лампы на	
- металлогалогенные	24
Ртутные лампы на	
- металлогалогенные	42
- люминесцентные	22
- натриевые	45
Лампы накаливания на	
- металлогалогенные	66
- люминесцентные	55
- ртутные	42
- натриевые	68

При определении годовой экономии электроэнергии (кВт.ч) в результате замены старых светильников на новые с более высокими значениями к.п.д. следует пользоваться выражением

$$\Delta W_{ос} = \Delta P_{ос} \cdot K_c \cdot T_{ос} \quad , \qquad (2.19)$$

где $\Delta P_{ос} = (n_c \cdot P_c - n_у \cdot P_у)$ – разность в установленной мощности старых и вновь устанавливаемых светильников, кВт; $n_c, n_у$ – соответственно число старых и вновь устанавливаемых светильников, шт; $P_c, P_у$ – мощность соответственно старого и вновь устанавливаемого светильника, кВт; K_c – коэффициент спроса осветительной нагрузки, равный: 0,95 – для производственных зданий, 0,6 – для электроподстанций, складских помещений [4]; $T_{ос}$ – годовое число часов использования максимума осветительной нагрузки , ч (см.табл.2.6).

Таблица 2.6. Годовое число часов использования максимума осветительной нагрузки

Род осветительной нагрузки	$T_{ос}$
Внутреннее освещение	
Рабочее освещение (для местности с широтой 56°)	
при одной смене	250
при двух сменах	I850
при трех сменах	4000
Аварийное общее освещение	4800
Наружное освещение	
Рабочее освещение территорий предприятий, включаемое ежедневно:	
на всю ночь	3600
до I ч	2450
до 24 ч	I750
Охранное освещение, включаемое ежедневно на всю ночь	3500
Рабочее освещение территории поселка, включаемое ежедневно:	
на всю ночь	3500
до I ч	2350
до 24 ч	I950

Пример.В результате проведения реконструкции цеха возможна замена I00 ламп накаливания мощностью 200 Вт каждая на 60 люминесцентных ламп мощностью по 80 Вт при условии сохранения расчетной освещенности рабочих мест (см.табл. 2.3). Определить ожидаемую экономию электроэнергии, если значения K_c = 0,95 и $T_{ос}$ = 4000 ч.

Решение.

Определяем входящее в выражение (2.I9) значение $\Delta P_{ос}$:

$$\Delta P_{ос} = (n_c \cdot P_c - n_y \cdot P_y) = I00 \cdot 0,2 - 60 \cdot 0,08 = I5,2 \text{ кВт.}$$

Ожидаемая годовая экономия электроэнергии будет равна

$$\Delta W_{ос} = \Delta P_{ос} \cdot K_c \cdot T_{ос} = I5,2 \cdot 0,95 \cdot 4000 = 57760 \text{ кВт} \cdot \text{ч.}$$

2.4.2. Внедрение рациональных схем управления освещением

Включение и отключение отдельных мощных светильников предприятия, групп светильников, освещения отдельных производственных помещений и наружного освещения должно осуществляться с использованием схем управления освещением, работающих либо автоматически, либо по определенной программе [I3].

Совершенствование схем управления освещением должно осуществляться

- с учетом времени работы технологического оборудования (продолжительности смены, обеденного перерыва и т.д.);

- с учетом естественного освещения (отключением части установок при достаточном естественном освещении).

При нарушении графика включения и отключения освещения будут иметь место необоснованные потери электроэнергии (кВт.ч), определяемые из выражения

$$\Delta W_{oc} = \Delta P'_{oc} \cdot K_c \cdot t_{oc} , \qquad (2.20)$$

где $\Delta P'_{oc}$ - величина неотключенной осветительной нагрузки, кВт; K_c - коэффициент спроса осветительной нагрузки (см выражение (2.I9)); t_{oc} - продолжительность включения осветительной нагрузки, ч.

2.4.3. Изъятие завышенной установленной мощности осветительных установок

Завышение установленной мощности ламп, определенной проектом или нормами освещенности, приводит к необоснованным потерям электроэнергии (кВт.ч), величина которых может быть определена из выражения

$$\Delta W_{oc} = (P_{ф_л} - P_л) K_c \cdot T_{oc} , \qquad (2.2I)$$

где $P_{ф_л}$ - фактическая установленная мощность ламп, кВт;

$P_л$ - мощность ламп, определенная проектом или нормами освещенности, кВт ; K_c , T_{oc} - см.выражение (2.I9).

2.4.4. Своевременная очистка ламп и светильников

2.4.4.I. Загрязнение ламп и светильников веществами, находящимися в воздухе производственных помещений, приводит к рез-

кому снижению их к.п.д. и изменению формы кривой силы света.

В пыльных и грязных производствах освещенность может понижаться в 8-10 раз. Поэтому постоянное поддержание светильников в чистоте является важным условием рационального использования электроэнергии в осветительных установках.

2.4.4.2. Очистка ламп и светильников должна производиться в сроки, определяемые ответственным за электрохозяйство лицом, с учетом рекомендаций ПУЭ и ведомственных инструкций (см. табл.).

Характеристика помещения	Срок чистки светильников
Со значительным выделением пыли, дыма и копоти (например, обогатительные фабрики)	2 раза в I мес.
Со средним выделением пыли, дыма и копоти (например, механические цеха)	I раз в 3 мес.
С незначительным выделением пыли (административные помещения, лаборатории и т.д.)	I раз в 3 мес.
Установки наружного освещения	I раз в 4 мес.

2.4.4.3. Нарушение норм периодичности чистки светильников наносит крупный ущерб из-за резкого снижения освещенности производственных помещений, что приводит к

- снижению производительности труда и качества продукции;
- ухудшению психофизиологического состояния людей;
- повышению травматизма.

2.4.4.4. Установку ламп повышенной мощности и дополнительных светильников следует производить только после очистки работающих осветительных приборов при условии отклонения норм освещенности от регламентированных значений.

2.4.5. Поддержание номинальных уровней напряжения в осветительной сети

Отклонение напряжения в осветительной сети от номинального значения приводит к

- изменению светового потока ламп (снижение напряжения на I% уменьшает световой поток ламп накаливания на 3-4%, люминесцентных ламп на I,5% и ламп ДРЛ на 2,2%);

- увеличению потребляемой энергии осветительными установками при значениях напряжения выше номинального (см.табл.2.7);

Таблица 2.7. Зависимость увеличения потребляемой осветительными установками электроэнергии от перенапряжения

Увеличение потребляемой мощности $\Delta P / P_н$, % от номинальной мощности для ламп	Перенапряжение $\Delta U / U_н$, %						
	0	I	2	3	5	7	I0
Накаливания	0	I,6	3,2	4,7	8,I	II,5	I6,4
Люминесцентных	0	2,0	4,0	6,0	I0,0	I4,0	20,0
Ртутных	0	2,2	5,0	7,0	I2,0	I8,0	24,0

- снижению срока службы ламп и увеличению количества ламп, необходимых для эксплуатации осветительных установок при перенапряжении в осветительной сети (см.табл.2.8).

Таблица 2.8. Зависимость снижения срока службы ламп и увеличения количества ламп, необходимых для эксплуатации осветительных установок, при перенапряжении в сети

Лампы	Перенапряжение $\Delta U / U_н$, %						
	0	I	2	3	5	7	I0
	Относительный срок службы						
Накаливания	I00	87,I	75,8	66,2	50,5	38,7	7,8
Газоразрядные	I00	95,0	93,0	90,0	85,0	80,0	73,0
	Относительное количество ламп						
Накаливания	I00	II4	I32	I5I	I98	258	I284
Газоразрядные	I00	I05	I08	III	II8	I25	I37

Для устранения влияния колебаний напряжения на эффективность работы осветительных установок необходимо

- применять для осветительной нагрузки отдельные трансформаторы;

- осуществлять компенсацию реактивной мощности в осветительной сети при применении ламп с некомпенсированными пускорегулирующими аппаратами из расчета: на I кВт мощности ламп необходимо примерно I,2 квар реактивной мощности конденсаторов [I4];

- применять в сетях, где длительное время поддерживается

повышенное напряжение, тиристорные ограничители напряжения (например, типа ТОН-3).

2.4.6. Сокращение времени включения искусственного освещения

Улучшение естественной освещенности помещений (например, путем удаления затеняющей растительности), чистка остеклений окон, ламп и светильников в производственных и общественных зданиях (см.п.2.4.4) позволит сокращать время включения искусственного освещения и дать экономию электроэнергии в среднем на 5-10% [13] . Величина экономии электроэнергии в каждом конкретном случае (кВт.ч) определяется с использованием выражения

$$\Delta W_{ос} = P_c \cdot K_c \cdot \Delta t_{ос} ,$$

где $\Delta t_{ос}$ – время сокращения включения искусственного освещения, ч.

2.4.7. Повышение коэффициента использования освещения

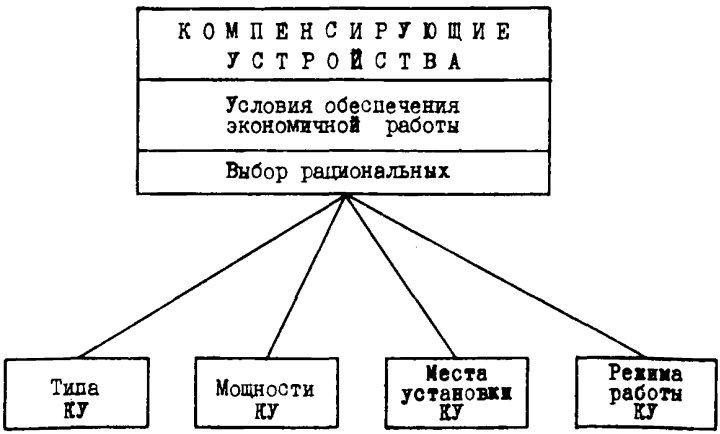
Для повышения коэффициента использования естественного и искусственного освещения помещения производственных и общественных зданий следует окрашивать в светлые тона, что позволит

- снизить число установленных светильников при условии обеспечения заданных норм освещенности;
- повысить освещенность до нормированных значений при существующем числе или незначительном увеличении числа светильников.

2.5. КОМПЕНСИРУЮЩИЕ УСТРОЙСТВА

Основные условия обеспечения экономичной работы компенсирующих устройств указаны в приведенной ниже структурной схеме.

2.5.1. Выбор типа, мощности, места установки и режима работы компенсирующих устройств должен обеспечивать получение наилучших технико-экономических показателей от эксплуатации системы электроснабжения шахты при соблюдении всех технических ограничений. Критерием экономичности является минимум приведенных затрат [8] . Основным типом компенсирующих устройств на шахтах являются конденсаторные установки (КУ) и синхронные двигатели (СД).



2.5.2. Условиями оптимальной работы компенсирующих устройств следует считать:

а) получение шахтами максимальной скидки с тарифа (2%) за компенсацию реактивной мощности, которая обеспечивается

– установкой в электрической сети дополнительных компенсирующих устройств мощностью

$$Q_{к.у} = Q^{IV}_{ф1} - Q^{IV}_{э1} , \qquad (2.22)$$

где $Q^{IV}_{ф1}$, $Q^{IV}_{э1}$ – соответственно фактическое значение получасовой реактивной нагрузки шахты в часы максимума энергосистемы для IV квартала и заданное значение реактивной нагрузки в этот период, квар;

– поддержанием фактического среднего значения реактивной нагрузки шахты в часы минимума энергосистемы, равного заданному значению реактивной нагрузки в этот период, т.е.

$$Q_{ф2} = Q_{э2} ; \qquad (2.23)$$

б) максимальную разгрузку электрических сетей шахты от реактивной мощности путем приближения КУ к электроприемникам и получения на этой основе наибольшего эффекта от снижения потерь активной энергии, связанных с передачей по сетям реактивной мощности.

2.5.3. Решение задачи оптимальной компенсации реактивной мощности (КРМ) следует осуществлять в следующей последовательности

- проводится анализ режимов работы электрической сети шахты, наиболее энергоемких электроустановок и групп установок с целью определения возможности снижения реактивных нагрузок путем рационализации режимов электропотребления и режимов работы оборудования (например, ограничения холостого хода, см.п.2.3.4);
- рассматривается возможность увеличения реактивной мощности, получаемой от синхронных двигателей [I] (см.п.2.5.9);
- определяется мощность и место установки дополнительных КУ.

2.5.4. С целью получения максимального эффекта от установки на шахтах компенсирующих устройств необходимо учитывать следующие требования [7,9,IO] :

2.5.4.I. При прочих равных условиях более полная степень КРМ должна обеспечиваться у наиболее удаленных от ГПП электроприемников, потребляющих бо́льшую реактивную мощность (РМ). Оптимальной следует считать в этом случае полную КРМ, т.е. работу электроприемников с $\cos\varphi = I$.

Для практической реализации этого требования необходимо

- определить места предполагаемой установки КУ (подстанцию или РП, к которым подключены электроустановки с потреблением РМ не менее 40 квар);
- с использованием существующих методик [I] на этих подстанциях или РП снять графики реактивной нагрузки $Q_{\varphi_1} = f_1(t)$ в часы максимума энергосистемы (через 30-минутные интервалы) и $Q_{\varphi_2} = f_2(t)$ в часы минимума энергосистемы в наиболее загруженные смены, а также в выходные (праздничные) дни ; число каждых графиков должно быть не менее трех;
- после анализа полученных графиков $Q_{\varphi_1} = f_1(t)$ и $Q_{\varphi_2} = f_2(t)$ определить целесообразную мощность КУ, которую необходимо установить в данном узле электрической сети для получения близкой к оптимальной КРМ, а также рациональный режим работы КУ.

2.5.4.2. Наиболее эффективна установка КУ у электроприемников с бо́льшим числом часов работы в году.

2.5.4.3. Стоимость КУ различных типов различна, поэтому следует рассматривать возможность использования, в первую очередь, наиболее дешевых КУ. Перечень выпускаемых комплектных установок

приведен в табл. 2.9. Обозначения таблицы: УК - установка конденсаторная; УI- для наружной установки; УЗ - для внутренней; Л(П) - левое (правое) расположение вводной ячейки; Н - напряжение; Т - ток; Б - бесшкафного исполнения.

2.5.4.4. При выборе места установки КУ необходимо стремиться к подключению их под общий с электроприемником коммутационный аппарат, чтобы уменьшить затраты на установку дополнительной аппаратуры.

2.5.5. В соответствии с требованиями энергоснабжающей организации в часы максимума нагрузки необходимо обеспечивать потребление реактивной мощности, не превышающей значение $Q_{э_1}$, а в часы минимума нагрузки - выполнение условия (2.23). Из этих условий определяются требования к регулированию КУ, которые следует учитывать при выборе типа КУ. Возможны следующие варианты регулирования работы КУ:

а в т о м а т и ч е с к о е - при установке ККУ с устройствами автоматического регулирования их работы. Следует иметь ввиду, что ККУ, имеющие автоматическое регулирование по току (Т), снабжаются автоматическими одноступенчатыми регуляторами типа ВАКО, включающими и отключающими ККУ в зависимости от значения полного тока присоединения; установки, регулируемые по напряжению (Н), оснащаются регуляторами типа АРКОН, которые позволяют поддерживать определенное значение напряжения в точке присоединения регулятора, а также различное напряжение в зависимости от тока нагрузки (коррекция по току) [I0];

д и с т а н ц и о н н о е - при установке в узле нагрузки нерегулируемых КУ и наличии на шахте телемеханической системы управления электроснабжением, а также энергодиспетчера, осуществляющего управление работой электроустановок в соответствии с требованиями энергоснабжающей организации;

р у ч н о е - при установке КУ без автоматического регулирования и наличии на подстанции (РП) дежурного персонала, осуществляющего включение (отключение) отдельных секций КУ в течение суток по заранее составленному графику.

2.5.6. При работе КУ необходимо осуществлять постоянный контроль уровня напряжения в данном узле сети, поддерживая его равным значениям, регламентированным ПУЭ, так как

- повышение напряжения выше нормированных значений приводит к резкому сокращению срока службы КУ (превышение напряжения в

Таблица 2.9. Комплектные конденсаторные установки (ККУ)

Тип установки	Мощность, квар	Количество ступеней, шт.	Параметр регулирования	Цена, руб.	Удельная стоимость, руб/квар	Приведенные затраты, руб/квар в год	Габаритные размеры (длина×ширина× высота), мм	Масса, кг
Для осветительных сетей 380 В								
УК2-0,38-50У3	50	2	-	335	6,7	I,48	375x430x650	72
УК3-0,38-75У3	75	3	-	435	5,8	I,28	580x430x650	I05
УК2-0,38-I00У3	I00	2	-	555	5,6	I,23	375x430x965	I40
Для силовых сетей 380 В								
УКБН-0,38-I00-50У3	I00	2	Н	I050	I0,5	2,3I	800x440x895	I95
УКБТ-0,38-I50У3	I50	I	Т	II95	8,0	I,76	630x520xI400	290
УКТ-0,38-I50У3	I50	I	Т	II25	7,5	I,65	700x560xI660	300
УКБ-0,38-I50У3	I50	-	-	935	6,2	I,36	580x460xI200	200
УКБН-0,38-200-50У3	200	4	Н	I865	9,3	2,05	800x440xI685	365
УКЛН-0,38-300-I50У3	300	2	Н	2355	7,9	I,74	I920x530xI660	6I2
УКЛН-0,38-450-I50У3	450	3	Н	3385	7,5	I,65	2620x530xI660	880
УКЛН-0,38-600-I50У3	600	4	Н	4460	7,5	I,65	3320x530xI660	II50
Для силовых сетей 6 и I0 кВ								
УКМ-6,3-400-УI	400	I	-	I940	4,9	I,08	2I40x860x2060	770
УК-6,3-450-ЛУ3	450	I	-	I820	4,I	0,90	2I40x880xI800	670
УК-6,3-900-ЛУ3	900	I	-	3355	3,7	0,8I	3540x880xI800	II60
УК-6,3-II25-ЛУ3	II25	I	-	4240	3,7	0,8I	4240x880xI800	I405

Примечание. Для сетей I0 кВ в условном обозначении типа установки 6,3 заменяется на I0,5.

месте подключения КУ должно быть не выше I,I номинального $U_н$) [I5];

– снижение напряжения ниже нормированного приводит к значительному уменьшению компенсирующей способности КУ, т.к. генерируемая ими реактивная мощность пропорциональна квадрату напряжения, т.е. $Q_{КУ} \sim U^2$ (в частности, при снижении напряжения на I0% ниже номинального компенсирующая мощность КУ снижается на I9%) [3].

2.5.7. Вариант установки КУ в одном месте (например, на ГПП) даже при условии поддержания регламентированных энергоснабжающей организацией значений мощностей $Q_{э_1}$ и $Q_{э_2}$ является наихудшим, т.к. не обеспечивает снижение потерь электро – энергии в электрических сетях шахты, а следовательно, получения на этой основе соответствующего экономического эффекта (см.п.2.5.2 б).

2.5.8. С целью получения дополнительного значительного эффекта от КРМ следует рассматривать возможность установки КУ на ЦПП (с учетом соблюдения ограничений, накладываемых ПБ и ПТЭ угольных и сланцевых шахт). Такая установка КУ приведет к

– снижению подземной нагрузки, а следовательно, к разгрузке стволовых кабелей;

– снижению потерь электроэнергии во всех элементах системы электроснабжения;

– снижению необходимого числа стволовых кабелей или к возможности увеличения подземной нагрузки при существующем числе стволовых кабелей.

2.5.8.I. Установка КУ на ЦПП считается экономически целесообразной, если она приводит к уменьшению необходимого количества стволовых кабелей [7]. Диаграмма зависимости расчетного тока от коэффициента мощности для различных значений нагрузки (от I000 до I0000 кВт) приведена на рис.2.3. На этой же диаграмме выделены зоны необходимого количества кабелей, прокладываемых по стволу шахты для данной нагрузки, а также зоны их сечений. Так например, для подземной нагрузки 5000 кВт при $\cos \varphi_{подз.} = 0,7$ требуется четыре кабеля сечением I20 мм^2, а при $\cos \varphi_{подз.} = 0,95$ только три таких кабеля. При нагрузках 9500–I0000 кВт аналогичное повышение коэффициента мощности снижает число кабелей с семи до пяти.

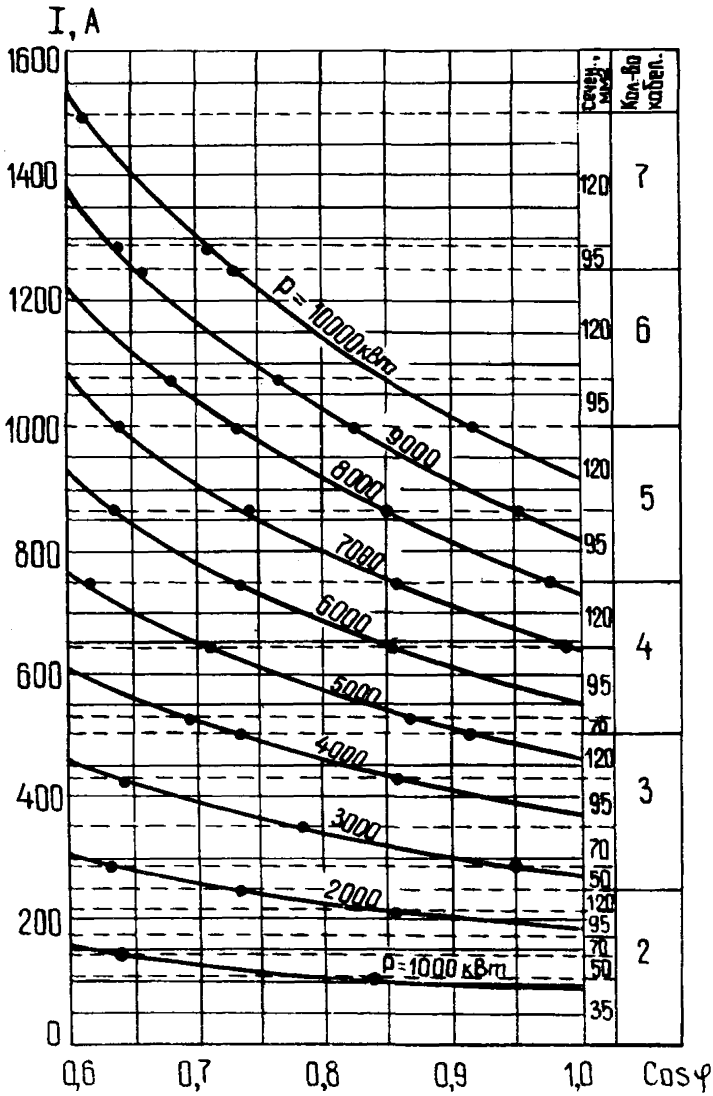


Рис.2.3. Диаграмма определения числа стволовых кабелей и их сечений

2.5.8.2. При росте подземных нагрузок установка КУ на ЦПП позволит обеспечить нормальное электроснабжение подземных электроустановок не только без прокладки дополнительных стволовых кабелей и реакторов, но также без установки дополнительных высоковольтных комплектных распредустройств на ЦПП и ГПП. Согласно [7], при подземной нагрузке более 5700 кВт установка КУ на ЦПП всегда экономически целесообразна.

П р и м е р. Определить годовой эффект от снижения потерь электрической энергии в стволовых кабелях в случае установки ККУ на ЦПП при следующих исходных данных: число стволовых кабелей -4, сечение жилы $S = I20$ мм^2; до установки КУ $P_1 = 5000$ кВт, $Q_1 = 5I00$ квар, $\cos\varphi_{подз1} = 0,7$; после установки КУ $Q_2 = I652$ квар, $\cos\varphi_{подз2} = 0,95$; длина одного кабеля $\ell = I000$ м; нагрузка между кабелями распределена равномерно.

Р е ш е н и е .

Определяем расчетную активную и реактивную нагрузки на один кабель соответственно до и после установки КУ

$$P_1' = \frac{P_1}{4} = \frac{5000}{4} = I250 \text{ кВт}; \quad Q_1' = \frac{Q_1}{4} = \frac{5I00}{4} = I275 \text{ квар};$$

$$Q_2' = \frac{Q_2}{4} = \frac{I652}{4} = 4I3 \text{ квар}.$$

Активное сопротивление жилы каждого кабеля будет равно

$$R = \rho \frac{L}{S} = 0,0I8 \cdot \frac{I000}{I20} = 0,I5 \text{ Ом}.$$

С использованием выражения (2.I) определяем потери активной мощности в одном кабеле до установки КУ

$$\Delta P_1 = \frac{P_1'^2 + Q_1'^2}{U^2} \cdot R \cdot I0^{-3} = \frac{I250^2 + I275^2}{6^2} \cdot 0,I5 \cdot I0^{-3} \approx I3,3 \text{ кВт},$$

после установки КУ

$$\Delta P_2 = \frac{P_1'^2 + Q_2'^2}{U^2} \cdot R \cdot I0^{-3} = \frac{I250^2 + 4I3^2}{6^2} \cdot 0,I5 \cdot I0^{-3} \approx 7,2 \text{ кВт}$$

и снижение потерь мощности в четырех кабелях в результате установки КУ

$$\Delta P = 4 \cdot (\Delta P_1 - \Delta P_2) = 4 \cdot (I3,3 - 7,2) = 24,4 \text{ кВт}.$$

Годовое число часов использования максимума нагрузки принимаем

равным $T_и$ = 4700 ч. Тогда годовой эффект от снижения потерь электрической энергии в стволовых кабелях составит

$$\Delta W = \Delta P \cdot T_и = 24{,}4 \cdot 4700 = 114680 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

2.5.9. При наличии на шахтах большого количества мощных СД значительный эффект может быть получен от рационального использования их компенсирующей способности. Последовательность решения этой задачи должна быть следующей [I]:

2.5.9.I. Определяется максимальная величина реактивной мощности (располагаемая реактивная мощность) $Q_м$ (квар), которую может генерировать каждый из установленных на шахте СД:

$$Q_м = \frac{\alpha_м \cdot P_н \cdot tg\varphi_н}{\eta_н}, \qquad (2.24)$$

где $P_н$, $\eta_н$ – номинальная мощность и к.п.д. двигателя (по паспорту), кВт, о.е.; $tg\varphi_н$ – значение тангенса угла $\varphi_н$, соответствующее номинальному значению $\cos\varphi_н$; $\alpha_м$ – наибольшая допустимая перегрузка СД по реактивной мощности, зависящая от типа двигателя, относительного напряжения $\mathring{U}$ и коэффициента загрузки по активной мощности β (значения $\alpha_м$ определяются по табл.2.I0);

$$\mathring{U} = \frac{U}{U_н},$$

где U – фактическое значение напряжения на зажимах двигателя, кВ.

2.5.9.2. Определяется фактическая величина реактивной мощности $Q_ф^{сд}$ (квар), генерируемая работающими на шахте СД, для чего необходимо

– при известных значениях коэффициента загрузки двигателя β (см.п.2.3.I), фактического тока возбуждения $I_в$ (определяется по показаниям амперметра, установленного в цепи возбуждения СД) и номинального тока возбуждения $I_{вн}$ (по паспорту) с использованием приведенных на рис. 2.4 зависимостей найти компенсирующую способность двигателя $\tilde{Q}$, % ;

– рассчитать величину полной номинальной мощности двигателя $S_н$ (кВ.А) из выражения

$$S_н = \frac{P_н}{\cos\varphi_н \cdot \eta_н}, \qquad (2.25)$$

где $P_н$, $\cos\varphi_н$, $\eta_н$ – номинальные данные двигателя;

Таблица 2.I0. Средние значения $\alpha_м$ для синхронных двигателей серии СДН, СТД, СД и СДЭ

Серия, номинальное напряжение и частота вращения двигателя	Напряжение на зажимах $\dot{U}$	Коэффициент загрузки β		
		0,9	0,8	0,7
СДН, 6 и I0 кВ, для всех частот вращения	0,95	I,3I	I,39	I,45
	I,00	I,2I	I,27	I,33
	I,05	I,06	I,I2	I,I7
СДН, 6 кВ				
600–I000 об/мин	I,I	0,89	0,94	0,96
375–500 об/мин	I,I	0,88	0,92	0,94
I87–300 об/мин	I,I	0,86	0,88	0,90
I00–I67 об/мин	I,I	0,8I	0,85	0,87
СДН, I0 кВ				
I000 об/мин	I,I	0,90	0,98	I,00
250–750 об/мин	I,I	0,86	0,90	0,92
СТД, 6 и I0 кВ	0,95	I,30	I,42	I,52
3000 об/мин	I,00	I,23	I,34	I,43
	I,05	I,I2	I,23	I,3I
	I,I0	0,90	I,08	I,I6
СД и СДЭ, 380 В, для всех частот вращения	0,95	I,I6	I,26	I,36
	I,00	I,I5	I,24	I,32
	I,05	I,I0	I,I8	I,25
	I,I0	0,90	I,06	I,I5

– при известных значениях q (%) и $S_н$ (кВ.А) определить величину $Q_ф^{сд}$ (квар) как

$$Q_ф^{сд} = \frac{q \cdot S_н}{100} . \qquad (2.26)$$

2.5.9.3. Для каждого СД определяется неиспользуемая реактивная мощность $Q_{н.ис}^{сд}$ с помощью выражения

$$Q_{н.ис}^{сд} = Q_м - Q_ф^{сд} . \qquad (2.27)$$

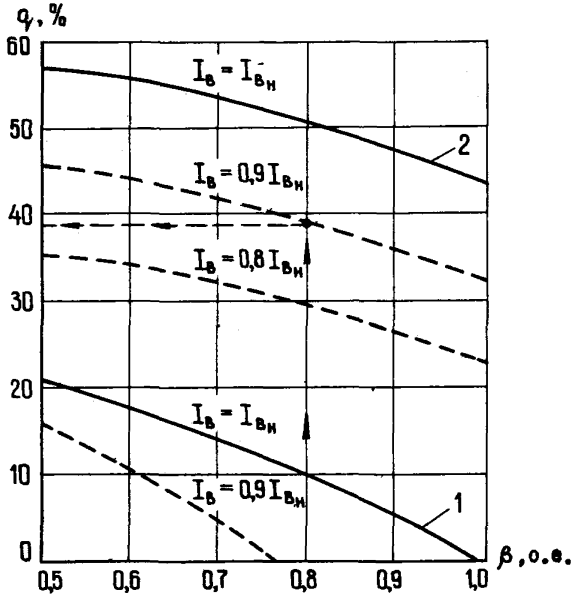


Рис. 2.4. Зависимость компенсирующей способности q (%) синхронных двигателей от коэффициента загрузки β и тока возбуждения:
I – при $\cos\varphi_н = I$; 2 – при $\cos\varphi_н = 0{,}9$ (опер.)

2.5.9.4. Определяется неиспользуемая РМ всеми работающими на шахте СД как

$$Q_{н.ш}^{сд\Sigma} = Q_{н.ш}^{сд_1} + Q_{н.ш}^{сд_2} + \ldots + Q_{н.ш}^{сд_n},$$

где n – число работающих СД.

Пример. Определить степень использования для компенсации реактивной мощности установленного на шахте в качестве электропривода главного вентилятора двигателя типа СДН-I6-4I-I2 со следующими номинальными данными:

$P_н$ = I250 кВт ; $Q_н$ = 637 квар; $U_н$ = 6 кВ; $n_н$ = 500 об/мин; $I_{в_н}$ = 24I А; $\cos\varphi_н$ = 0,9 (опер); $\eta_н$ = 0,945.

Определенные путем замеров фактические значения активной мощности и тока возбуждения соответственно равны $P_{ф_с}$ = I060 кВт; $I_в$ = 2I7 А.

Решение.

С использованием выражения (2.I5) рассчитываем

$$\beta = \frac{P_{фс} \cdot \eta_н}{P_н} = \frac{I060 \cdot 0,945}{I250} = 0,8.$$

Из выражения (2.24) определяем располагаемую реактивную мощность СД (по данным табл. 2.I0 для двигателя СДН 6 кВ при $U = I$ и $\beta = 0,8$ значение $\alpha_м = I,27$)

$$Q_м = \frac{\alpha_м \cdot P_н \cdot tg\varphi_н}{\eta_н} = \frac{I,27 \cdot I250 \cdot 0,484}{0,945} = 8I5 \text{ квар.}$$

Определяем величину полной номинальной мощности СД из выражения (2.25)

$$S_н = \frac{P_н}{\cos\varphi_н \cdot \eta_н} = \frac{I250}{0,9 \cdot 0,945} = I470 \text{ кВ·А.}$$

Находим отношение

$$\frac{I_в}{I_{в_н}} = \frac{2I7}{24I} = 0,9, \quad \text{т.е.} \quad I_в = 0,9I_{в_н}.$$

Из графика рис.2.4 при $\beta = 0,8$; $I_в = 0,9I_{в_н}$ и $\cos\varphi_н = 0,9$ находим фактическое значение компенсирующей способности СД , равное $q = 38,5\%$.

С использованием выражения (2.26) определяем фактическую величину реактивной мощности, генерируемой СД, как

$$Q_ф^{сд} = \frac{q \cdot S_н}{I00} = \frac{38,5 \cdot I470}{I00} = 565 \text{ квар.}$$

Из выражения (2.27) определяем неиспользуемую реактивную мощность СД

$$Q^{сд}_{н.ис} = Q_м - Q^{сд}_ф = 8I5 - 565 = 250 \text{ квар.}$$

При решении вопроса о дополнительной установке на шахте компенсирующих устройств и отсутствии конденсаторных установок эту мощность СД необходимо использовать в первую очередь.

2.5.I0. При решении вопроса об установке на шахте дополнительной мощности компенсирующих устройств необходимо дать оценку фактическим значениям мощностей предприятия $Q_{ф_1}$ и $Q_{ф_2}$ (их соответствие регламентированным значениям мощностей $Q_{э_1}$ и $Q_{э_2}$) и определить наиболее экономичные способы КРМ. При этом следует учитывать удельные потери активной мощности $q_к$ при различных способах компенсации, приведенные в табл.2.II.

Таблица 2.II. Удельные потери активной мощности при различных способах компенсации

Тип компенсирующего устройства	$q_к$, кВт/квар
Косинусные конденсаторы	
на напряжение до I000 В	0,004–0,0045
на напряжение свыше I000 В...	0,003
Синхронные электродвигатели (перевозбужденные):	
мощностью до 5000 кВ·А.....	0,05–0,I0
тихоходные	0,I0–0,I5

Из табл. 2.II следует, что

– при наличии на шахте резерва КУ их установку в случае определяемого выражением (2.22) дефицита РМ следует считать более предпочтительной, а РМ СД необходимо использовать только в часы максимума нагрузки для регулирования РМ шахты с целью поддержания регламентированного значения мощности $Q_{э_1}$;

– при отсутствии на шахте резерва КУ следует полностью использовать компенсирующую способность каждого СД в часы максимума нагрузки (см.п.2.5.9), а в часы минимума нагрузки использовать генерируемую РМ СД для регулирования РМ шахты с целью выполнения условия, регламентированного выражением (2.23);

– вне периодов максимума и минимума нагрузки энергосистемы экономически наиболее целесообразна работа СД с $\cos\varphi \approx I$.

2.5.11. Для определения режима работы СД с $\cos\varphi = 1$ должна быть получена U - образная характеристика СД, представляющая собой зависимость тока статора двигателя I_C от тока возбуждения $I_в$, т.е. $I_C = f(I_в)$. Общий вид U - образных характеристик СД при различных значениях нагрузки на его валу (P_1, P_2, P_3) приведен на рис.2.5.

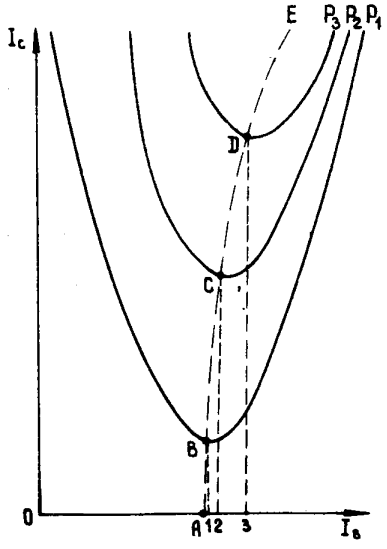


Рис.2.5. U - образные характеристики СД при различной нагрузке на валу:

АВСДЕ - линия работы СД с $\cos\varphi = 1$;

1,2,3 - значения токов возбуждения, соответствующие работе СД с $\cos\varphi = 1$ при нагрузках на валу $P_1 < P_2 < P_3$

На работающей установке U - образная характеристика СД снимается путем регулирования величины тока возбуждения и записи показаний приборов, измеряющих ток статора I_C, для каждого значения $I_в$.

2.5.11.1. Ввиду того, что активная нагрузка на валу СД в функции времени может изменяться, U - образные характеристики следует снимать не реже 1 раза в 6 мес.

2.5.11.2. На СД, оборудованных электромашинными возбудителями, заданные значения тока возбуждения в различные периоды суток должны устанавливаться дежурным персоналом, а управление возбуждением СД, оборудованных тиристорными возбудителями, при

наличии телемеханических каналов связи должно осуществляться либо

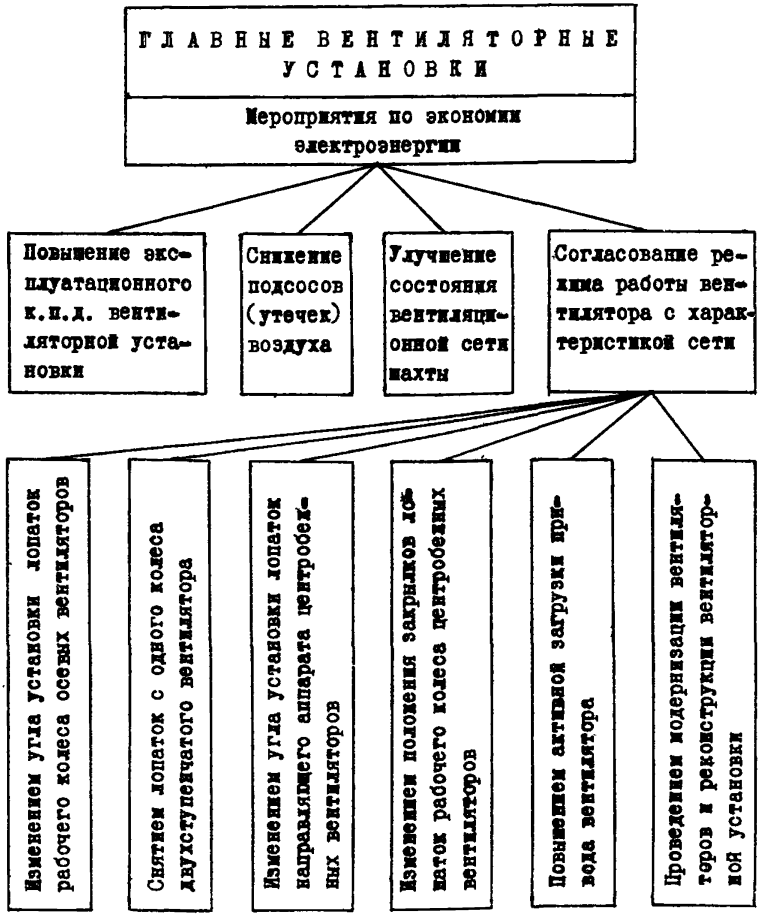
- д и с т а н ц и о н н о энергодиспетчером в зависимости от дефицита РМ на предприятии;

- а в т о м а т и ч е с к и (при наличии на шахте автоматизированной системы управления электропотреблением (АСУЭ) и включения СД в подсистему АСУ КРМ).

3. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ РАБОТЕ УСТАНОВОК НА ПОВЕРХНОСТИ ШАХТЫ

3.1. ГЛАВНЫЕ ВЕНТИЛЯТОРНЫЕ УСТАНОВКИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе главных вентиляторных установок указаны в приведенной ниже структурной схеме



3.I.I. Повышение эксплуатационного к.п.д. вентиляторной установки

Допущение дефектов при монтаже и наладке вентиляторной установки приводит к снижению эксплуатационного к.п.д., оценить которое можно с использованием следующих значений

– работа осевого вентилятора с перевернутым рабочим колесом снижает к.п.д. на 20–40%;

– несоблюдение радиального и осевого зазоров между рабочим колесом и входным патрубком центробежных вентиляторов, а также радиального зазора между рабочими лопатками и цилиндрической обечайкой корпуса осевого вентилятора снижает к.п.д. на 5–I0%;

– снятие обтекателя на входе осевого вентилятора снижает его к.п.д. на I0%;

– укороченный диффузор или его отсутствие на выходе осевого вентилятора снижает к.п.д. на 6%;

– рассогласование в углах установки лопаток направляющего аппарата (более 5°) приводит к снижению к.п.д. вентилятора на 5–I0%.

Устранением указанных дефектов можно добиться соответствующего повышения эксплуатационного к.п.д. вентилятора.

Величина экономии электроэнергии (кВт.ч) при осуществлении мероприятий по повышению эксплуатационного к.п.д. вентилятора определяется по формуле

$$\Delta W = \frac{Q \cdot H \,(\eta_2 - \eta_1) \cdot t_в}{I000 \cdot \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_д \cdot \eta_с \cdot \eta_м}, \qquad (3.I)$$

где Q, H – подача ($м^3/с$) и давление вентилятора (Па), определяемые соответственно по показаниям расходомера и депрессиометра (в случае измерения давления в мм.вод.ст. переход к Па осуществляется из соотношения: I мм.вод.ст. = 9,8I Па); η_1, η_2 – к.п.д. вентилятора до и после устранения дефекта; $t_в$ – время работы вентилятора, ч ; $\eta_д$, $\eta_с$, $\eta_м$ – фактические значения к.п.д. двигателя, электрической сети и передачи (у центробежных вентиляторов).

Значения к.п.д. принимаются равными: $\eta_с$ = 0,93 – 0,97; $\eta_м$ = 0,95 – 0,97.

Значение $\eta_д$ зависит от типа двигателя (асинхронный, синхронный), а также фактической загрузки двигателя, характеризуемой коэффициентом загрузки β, который определяется с помощью выражения (2.I5).

Входящая в это выражение мощность P_c (кВт) рассчитывается как

$$P_c = \frac{\Delta W_{сч} \cdot K_{сч}}{24}, \qquad (3.2)$$

где $\Delta W_{сч}$ – разность показаний установленного на вводном устройстве счетчика активной энергии за сутки, дел.; $K_{сч} = K_{тт} \cdot K_{тн}$ – коэффициент счетчика; $K_{тт}$, $K_{тн}$ – коэффициенты трансформации трансформаторов тока и напряжения.

После расчета фактической загрузки приводных двигателей с использованием приведенных в табл.2.2 соотношений, пригодных для ориентировочных расчетов к.п.д. как асинхронных, так и синхронных двигателей, определяется соответствующее данной загрузке ориентировочное значение к.п.д. двигателя $\eta_д$ (в относительных единицах).

Значения к.п.д. вентилятора η_1 (η_2) определяются по данным замеров как

$$\eta_{1,2} = \frac{Q \cdot H}{1000 \cdot P_c}, \qquad (3.3)$$

где P_c – см.выражение (3.2).

3.1.2. Снижение подсосов (утечек) воздуха через надшахтное здание и каналы вентиляторов

Характеристика вентиляционной сети определяется подсосами (утечками) воздуха и состоянием вентиляционной сети. С целью повышения экономичности работы вентиляторной установки необходимо

– снижать подсосы воздуха через надшахтное здание (тщательно заделывать щели, оборудовать окна двойными рамами, оштукатуривать стены, совершенствовать работу шлюзовых и разгрузочных устройств);

– при клетевом подъеме оборудовать стволы шахт специальными воздушными клапанами;

– уменьшать подсосы воздуха в вентиляционных каналах (тщательно уплотнять ляды, обеспечив повсеместное прижатие резины уплотнения к раме и надежную связь последней с бетоном каналов; оборудовать смотровые колодцы и все входы в канал двойными

плотными лядами на прокладках из мягкой резины).

Экономия электроэнергии (кВт.ч) при осуществлении мероприятий по снижению подсосов (утечек) воздуха подсчитывается по формуле

$$\Delta W = \frac{H(Q_1\eta_2 - Q_2\eta_1)\cdot t_в}{1000\cdot\eta_1\eta_2\eta_д\eta_с\eta_м}, \qquad (3.4)$$

где H – давление вентилятора, сохраняемое неизменным средствами регулирования характеристик вентилятора, Па (см.п.3.1.4.); Q_1, Q_2 – подача вентилятора до и после проведения мероприятия, $м^3/с$ (определяется по показаниям расходомера); η_1, η_2 – к.п.д. вентилятора до и после проведения мероприятий (определяются с использованием выражения (3.3)); $\eta_д$, $\eta_с$, $\eta_м$ – к.п.д. электродвигателя при данной загрузке, электрической сети и передачи (изменяются незначительно, поэтому в расчетах принимают постоянными).

3.1.3. **Улучшение состояния вентиляционной сети шахты** (снижение общешахтной депрессии)

С этой целью необходимо увеличивать площади поперечного сечения вентиляционных выработок (путем перекрепления), улучшать аэродинамические свойства выработок (применением затяжки, обшивки, штукатурки стен, скашивания углов на поворотах воздушной струи, установкой обтекателей на расстрелах и т.д.), снижать местные сопротивления (уборкой завалов в выработках, неиспользуемого оборудования, вагонеток), проводить дополнительные вентиляционные выработки.

Периодические депрессионные съемки шахтных вентиляционных сетей дают картину распределения общешахтной депрессии и позволяют выявить места резкого увеличения аэродинамического сопротивления горных выработок. На основе анализа материалов депрессионных съемок необходимо разрабатывать мероприятия по снижению депрессии отдельных выработок и устранению или уменьшению местных сопротивлений.

Величина депрессии горной выработки $h_{г.в}$ (Па) определяется по формуле

$$h_{г.в} = 9{,}81\cdot\alpha\cdot\frac{L\cdot P}{S^3}Q^2, \qquad (3.5)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления, кг·с/м^4:

L – протяженность горной выработки, м ; P – периметр горной выработки, м; S – сечение горной выработки, м^2; Q – количество воздуха, подаваемого по горной выработке, м^3/с.

Величина депрессии, затрачиваемой на преодоление местных сопротивлений (загроможденность выработок, резкие повороты, изменение сечения выработок и т.д.), $h_{м.с}$ (Па) подсчитывается по формуле

$$h_{м.с} = 0,598 \xi \cdot \upsilon^2 , \qquad (3.6)$$

где ξ – коэффициент местного сопротивления (табл.3.1);

υ – скорость воздушной струи, м/с.

Таблица 3.1. Значения коэффициента местного сопротивления ξ

Наименование местных сопротивлений	ξ
Поворот струи на 20°	0,1
То же при сглаживании внутренних углов	0,0084
Поворот струи на 40°	0,3
То же при сглаживании внутренних углов	0,025
Поворот струи на 60°	0,55
То же при сглаживании внутренних углов	0,046
Поворот струи на 90°	1,4
То же при сглаживании внутренних углов	0,52-0,75
Сопряжение выработок тройником	2,0
То же при скошенных углах	1,0
Сужение выработок при переходе ствола, сбойки в вентиляционный канал	0,6
То же при скошенных стенках на 14-25°	0,22-0,12
Отдельно стоящая вагонетка	0,84-3,36

После определения по формулам (3.5) и (3.6) величин ожидаемого снижения депрессии при осуществлении мероприятий по упорядочению вентиляционной сети рассчитывается возможная экономия электрической энергии (кВт·ч) как

$$\Delta W = \frac{Q\left[H \cdot \eta_2 - (H - \Delta H)\eta_1\right] \cdot t_в}{1000 \cdot \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_д \cdot \eta_с \cdot \eta_м} , \qquad (3.7)$$

где H – первоначальная депрессия вентиляционной сети шахты, Па; η_1, η_2 – к.п.д. вентилятора до и после уменьшения депрессии вентиляционной сети шахты (определяются с использованием выражения (3.3)); ΔH – ожидаемое снижение депрессии вентиляционной сети шахты, Па; Q – подача вентилятора, сохраняемая постоянной при помощи регулирования режима работы, $м^3/с$.

Следует отметить, что реальная экономия электроэнергии может оказаться меньше, чем рассчитанная по формуле (3.7), т.к. точная регулировка подачи и давления вентилятора практически невозможна.

Пример. В шахту подается $Q = 200$ $м^3/с$ свежего воздуха при депрессии $H = 2160$ Па. Средняя скорость воздуха 5 м/с; $\eta_1 = 0{,}65$; $\eta_2 = 0{,}63$; $\eta_д = 0{,}85$; $\eta_с = 0{,}95$. Для снижения депрессии вентиляционной сети в течение года намечается провести следующие мероприятия:

раскрепить 500 м вентиляционного штрека с увеличением его сечения ($S_1 = 4$ $м^2$; $S_2 = 6$ $м^2$) и периметра ($P_1 = 8$ м; $P_2 = 10$ м). После раскрепления штрек предполагается закрепить металлическим креплением ($\alpha_1 = 0{,}0015$; $\alpha_2 = 0{,}0007$);

убрать со штрека две отдельно стоящие вагонетки с инертной пылью ($\xi = 2{,}5$);

у поворота воздушной струи на 90^0 сгладить внутренний угол ($\xi_1 = 1{,}4$; $\xi_2 = 0{,}6$).

Определить ожидаемую годовую экономию электрической энергии по шахте от реализации указанных мероприятий.

Решение.

С использованием выражений (3.5) и (3.6) определяем снижение общешахтной депрессии при выполнении перечисленных мероприятий:

$$\Delta H_1 = h_{г.в_1} - h_{г.в_2} = 9{,}81\left(\frac{\alpha_1 P_1}{S_1^3} - \frac{\alpha_2 P_2}{S_2^3}\right) \cdot L Q^2 =$$

$$= 9{,}81 \cdot \left(\frac{0{,}0015 \cdot 8}{4^3} - \frac{0{,}0007 \cdot 10}{6^3}\right) 500 \cdot 20^2 = 306 \text{ Па};$$

$$\Delta H_2 = h_{м.с} + h_{м.с_1} = 0{,}598\left[2\xi + (\xi_1 - \xi_2)\right] v^2 =$$

$$= 0{,}598 \cdot \left[2 \cdot 2{,}5 + (1{,}4 - 0{,}6)\right] \cdot 5^2 \approx 87 \text{ Па}.$$

Суммарное снижение общешахтной депрессии составит

$$\Delta H = \Delta H_1 + \Delta H_2 = 306 + 87 = 393 \text{ Па}.$$

Для того, чтобы после снижения депрессии сохранить прежнее количество воздуха, поступающего в шахту, уменьшают угол установки лопаток осевого вентилятора. К.п.д. вентилятора до регулирования производительности, определенный с помощью выражения (3.3), составлял $\eta_1 = 0{,}65$, а после регулирования – $\eta_2 = 0{,}63$. Тогда рассчитанная по формуле (3.7) ожидаемая годовая экономия электрической энергии при $t_в = 8760$ ч будет равна

$$\Delta W = \frac{200 \cdot [2160 \cdot 0{,}63 - (2160 - 393) \cdot 0{,}65] \cdot 8760}{1000 \cdot 0{,}65 \cdot 0{,}63 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}95} = 1123800 \text{ кВт.ч}.$$

3.1.4. Согласование (периодическое, не реже одного раза в полгода) режима работы вентилятора с характеристикой сети

Для достижения экономичной работы вентиляторной установки в процессе её эксплуатации и технического обслуживания необходимо стремиться к тому, чтобы характеристика вентиляционной сети шахты пересекала индивидуальную характеристику вентилятора в правой (устойчивой) ветви, возможно ближе к точке, соответствующей режиму работы вентилятора с максимальным значением к.п.д. (точка $H = 0{,}9\,H_{max}$ на кривой 2 рис.3.1).

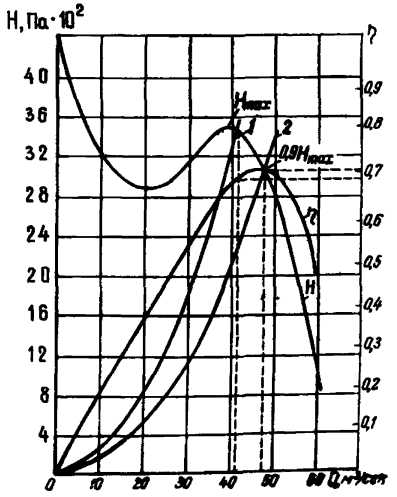


Рис.3.1. Характеристики двухступенчатого осевого вентилятора и вентиляционной сети:

Q, H – подача и давление, развиваемые вентилятором;

η – к.п.д. вентилятора;

1 – кривая, определяющая работу вентилятора при $\eta < \eta_{max}$;

2 – кривая, определяющая работу вентилятора при $\eta = \eta_{max}$.

Отклонение от оптимального режима работы вентилятора (кривая I на рис.3.I) влечет за собой уменьшение к.п.д., причем расход электроэнергии на потери в самом вентиляторе резко возрастает.

Индивидуальные характеристики вентилятора определяются его типом, конструктивными параметрами, качеством монтажа и являются практически неизменными для конкретной установки.

Способы согласования режима работы вентилятора с характеристикой сети могут быть различными в зависимости от типа вентилятора, технологической схемы вентиляторной установки, регулировочных свойств электропривода и т.д.

Часть способов (см. п.п.3.I.2, 3.I.3) приводит к изменению параметров вентиляционной сети, а следовательно, положения рабочей точки вентилятора и значения его к.п.д. (см.рис.3.I).

Изменение конструктивных параметров установки и качества монтажа оказывает существенное влияние на к.п.д. вентилятора (см.п.3.I.I).

Для согласования режима работы вентилятора с характеристикой сети следует также осуществлять

3.I.4.I. Изменение угла установки лопаток рабочего колеса осевых вентиляторов

Это мероприятие следует осуществлять при увеличении объема очистных, подготовительных работ, изменении параметров вентиляционной сети и т.д.

Экономия электрической энергии, которая может быть получена за счет улучшения режима работы вентилятора (кВт.ч),определится из выражения

$$\Delta W = \frac{(Q_1 H_1 \eta_2 - Q_2 H_2 \eta_1) \cdot t_в}{1000 \cdot \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_д \cdot \eta_с \cdot \eta_м} , \qquad (3.8)$$

где Q_1, Q_2 – подача вентилятора до и после изменения режима его работы(может определяться как по результатам замеров, так и по совмещенным характеристикам вентилятора и вентиляционной сети), $м^3/с$; H_1, H_2 – давление до и после изменения режима (определяется так же), Па ; η_1, η_2 – к.п.д. вентилятора до и после изменения режима работы.

Изменением к.п.д. $\eta_д, \eta_с, \eta_м$ при переходе на новый режим работы вентиляторов при выполнении практических расчетов можно

пренебречь.

П р и м е р. Определить ожидаемую годовую экономию электрической энергии по шахте, если режим работы осевого вентилятора до и после изменения угла установки лопаток характеризуется следующими величинами:

$\theta_1 = 40^\circ$; $\theta_2 = 30^\circ$; $H_1 = 3500$ Па; $H_2 = 3300$ Па;
$Q_1 = 160$ м^3/с; $Q_2 = 147$ м^3/с; $\eta_1 = 0,58$; $\eta_2 = 0,57$;
$\eta_д = 0,85$; $\eta_с = 0,95$; $t_в = 8760$ ч.

Снижение подачи вентилятора на I3 м^3/с не отразилось на проветривании шахты.

Р е ш е н и е .

Ожидаемая годовая экономия электрической энергии за счет улучшения режима работы вентилятора определится после подстановки исходных данных в выражение (3.8) как

$$\Delta W = \frac{(160 \cdot 3500 \cdot 0,57 - 147 \cdot 3300 \cdot 0,58) \cdot 8760}{1000 \cdot 0,58 \cdot 0,57 \cdot 0,85 \cdot 0,95} = 1241730 \text{ кВт·ч.}$$

3.I.4.2. Снятие лопаток с одного колеса двухступенчатого вентилятора и изменение (в случае необходимости) на другом колесе угла установки лопаток

Для повышения к.п.д. недостаточно загруженных двухступенчатых осевых вентиляторов, работающих с низким к.п.д. на вентиляционную сеть с малой депрессией, может оказаться целесообразным полностью снять лопатки с одного колеса, а на другом увеличить угол установки лопаток до величины, обеспечивающей сохранение необходимой подачи и давления вентилятора. Следует иметь ввиду, что фактический к.п.д. двухступенчатого вентилятора с одним рабочим колесом окажется несколько ниже, чем к.п.д. одноступенчатого вентилятора сравнимых параметров, т.к. при снятии лопаток с одного колеса ухудшаются его аэродинамические характеристики. Несмотря на это, рекомендуемая операция в ряде случаев позволит повысить к.п.д. вентиляторной установки и добиться на этой основе экономии электрической энергии.

П р и м е р. Для повышения к.п.д. вентиляторной установки сняты лопатки с одного колеса двухступенчатого вентилятора, а на другом увеличен угол установки лопаток от $\theta_1 = 25^\circ$ до величины $\theta_2 = 35^\circ$, обеспечивающей необходимую подачу вентилятора $Q = 110$ м^3/с и давление $H = 1200$ Па. Значение к.п.д. вентилятора изменилось при этом от $\eta_1 = 0,65$ до $\eta_2 = 0,725$, $\eta_д = 0,9$, $\eta_с = 0,95$.

Определить ожидаемую годовую экономию электрической энергии по шахте.

Р е ш е н и е.

Рассчитанная с помощью выражения (3.4) ожидаемая годовая экономия электрической энергии составит

$$\Delta W = \frac{110 \cdot 1200 \cdot (0{,}725 - 0{,}65)}{1000 \cdot 0{,}65 \cdot 0{,}725 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}95} \cdot 8760 = 215240 \text{ кВт·ч.}$$

3.1.4.3. Изменение угла установки лопаток направляющего аппарата

Экономичное регулирование производительности центробежных вентиляторов следует осуществлять изменением угла положения лопаток направляющего аппарата в пределах от 60° до 70°. При бо́льших углах величина к.п.д. вентилятора становится меньше 0,6. Регулируя производительность центробежных вентиляторов двустороннего всасывания, необходимо обеспечить установку лопаток обоих направляющих аппаратов под строго одинаковым углом. В противном случае на роторе вентилятора появляется осевое усилие, приводящее к дополнительным потерям мощности и энергии в подшипниках с одновременным сокращением срока их службы.

3.1.4.4. Изменение положения закрылков лопаток рабочего колеса центробежных вентиляторов

По сравнению с применяемым в настоящее время способом регулирования, изложенным в п.3.1.4.3, регулирование подачи вентиляторов поворотом закрылков рабочего колеса позволит, согласно расчётам института ВНИИГМ им.М.И.Федорова, уменьшить расход электроэнергии вентиляторной установкой примерно на 6%.

3.1.4.5. Повышение активной загрузки привода вентилятора

Это мероприятие может быть осуществлено заменой существующего электродвигателя на двигатель меньшей мощности, либо на двигатель с меньшей частотой вращения. В ряде случаев на стадии развития шахты наибольший эффект может быть получен в результате замены электродвигателя на двигатель меньшей мощности и с меньшей частотой вращения (при условии, что вентилятор обеспечивает необходимое шахте давление и подачу).

Среднесуточная фактическая загрузка электродвигателя вентилятора P_c определяется по показаниям счетчика, установленного на вентиляторной установке, с использованием выражения (3.2). Затем по паспортным данным двигателя $P_н$ и $\eta_н$ определяется мощность, потребляемая из сети при номинальной загруз-

ке, как $P_{сн} = \frac{P_н}{\eta_н}$, и рассчитывается с помощью выражения (2.I5) коэффициент загрузки двигателя β.

При $\beta \leq 0,4 \div 0,5$ следует рассматривать вопрос замены электродвигателя на двигатель меньшей мощности, величина которой ориентировочно может быть определена из выражения

$$P_c = \frac{Q \cdot H}{I000 \cdot \eta},$$

где Q, H - см.выражение (3.I); η - к.п.д. вентилятора, определяемый по совмещенным характеристикам вентилятора и вентиляционной сети.

К установке принимается двигатель мощностью $P'_н \geq P_c$ (при той же частоте вращения).

Ожидаемая экономия электроэнергии (кВт.ч) при осуществлении указанного мероприятия подсчитывается по формуле

$$\Delta W = \frac{Q \cdot H \cdot t_в}{I000 \cdot \eta \cdot \eta_c}\left(\frac{1}{\eta_{д_1}} - \frac{1}{\eta_{д_2}}\right), \qquad (3.9)$$

где $\eta_{д_1}$, $\eta_{д_2}$ - фактический к.п.д. электродвигателя до и после проведения мероприятий (см.табл.2.2).

П р и м е р. Определить целесообразность замены синхронного двигателя вентилятора главного проветривания на двигатель меньшей мощности при следующих исходных данных: $P_{н_1} = I600$ кВт; $\eta_{н_1} = 0,9$; $P_{н_2} = I250$ кВт; $\eta_{н_2} = 0,9I$; $Q = I70$ м^3/с; $H = 3700$ Па; $t_в = 8760$ ч; $\eta_c = 0,95$; $P_c = 800$ кВт.

Дефицит реактивной мощности на шахте отсутствует.

Р е ш е н и е.

С помощью выражения (2.I5) определяем фактический коэффициент загрузки по активной мощности работающего двигателя

$$\beta_1 = \frac{P_c}{P_{сн_1}} = \frac{800}{I778} = 0,45,$$

где

$$P_{сн_1} = \frac{P_{н_1}}{\eta_{н_1}} = \frac{I600}{0,9} = I778 \text{ кВт}.$$

В соответствии с табл.2.2 определяем фактический к.п.д. двигателя при данной загрузке, равный 0,9 о.е., или $\eta_{д_1} = 0,9 \cdot \eta_{н_1} = 0,9 \cdot 0,9 = 0,8I$.

Определяем к.п.д. предполагаемого к установке двигателя меньшей мощности

$$\beta_2 = \frac{P_c}{P_{cH_2}} = \frac{800}{1374} = 0,58,$$

где

$$P_{cH_2} = \frac{P_{H_2}}{\eta_{H_2}} = \frac{1250}{0,91} = 1374 \text{ кВт}.$$

Согласно табл. 2.2 загрузке $\beta_2 = 0,58$ соответствует к.п.д., примерно равный 0,96 о.е., т.е. $\eta_{д_2} = 0,96 \cdot \eta_{H_2} = 0,96 \cdot 0,91 = 0,87$.

С использованием выражения (3.3) определяем к.п.д. вентилятора как

$$\eta = \frac{Q \cdot H}{1000 \cdot P_c} = \frac{170 \cdot 3700}{1000 \cdot 800} = 0,79.$$

С помощью выражения (3.9) определяем ожидаемую годовую экономию электрической энергии, которая будет иметь место в случае замены электродвигателя, а именно:

$$\Delta W = \frac{170 \cdot 3700}{1000 \cdot 0,79 \cdot 0,95} \cdot \left(\frac{1}{0,81} - \frac{1}{0,87} \right) 8760 = 625102 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

Следовательно, замена двигателя экономически целесообразна.

При рассмотрении возможности замены синхронного двигателя (СД) вентилятора главного проветривания на двигатель меньшей мощности необходимо учитывать информацию о дефиците на шахте реактивной нагрузки (РН) в часы максимума энергосистемы. При наличии дефицита РН на шахте следует максимально использовать компенсирующую способность СД в этот период (см. п.2.5.9).

3.1.4.6. Проведение модернизации вентиляторов и реконструкции вентиляторной установки

При проведении модернизации вентиляторов следует предусматривать комплекс технических мероприятий, направленных на повышение экономичности работы вентиляторной установки (замену рабочего колеса, подрезку или удлинение лопаток, увеличение длины диффузора и т.д.).

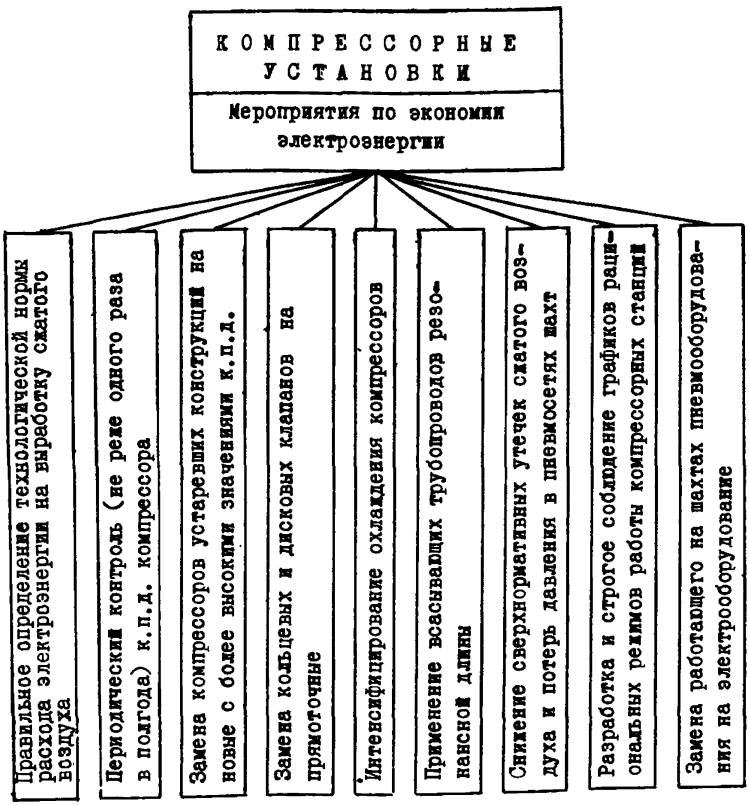
В случае реконструкции установки следует предусматривать

– замену вентиляторов старых типов с низким к.п.д. на вентиляторы нового типа, имеющие более высокие технико-экономические показатели;

– применение в качестве электропривода систем регулируемого электропривода (например, каскадных схем), обеспечивающих плавное и экономичное регулирование частоты вращения вентилятора (а следовательно, подачи и давления) в соответствии с регламентированными Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах требованиями к проветриванию шахт, а также изменяющимися параметрами вентиляционной сети и самой вентиляторной установки.

3.2. КОМПРЕССОРНЫЕ УСТАНОВКИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе компрессорных установок указаны в приведенной ниже структурной схеме



3.2.I. Правильное определение технологической нормы расхода электроэнергии на выработку сжатого воздуха

Технологическая норма расхода электроэнергии на выработку сжатого воздуха $H_{т.комп}$ (кВт.ч/тыс.м^3) определяется по формуле [2]

$$H_{т.комп} = W_{комп} / Q , \qquad (3.I0)$$

где $W_{т.комп}$ – технологический расход электроэнергии на выработку сжатого воздуха за расчетный период (сутки,месяц,год), кВт.ч , Q – количество выработанного сжатого воздуха за тот же период, тыс.м^3.

Расход электроэнергии на выработку сжатого воздуха определяется как сумма расходов по отдельным компрессорным установкам шахты.

Расход электроэнергии одной компрессорной установкой (кВт.ч) определяется как

$$W_{комп} = \frac{A \cdot Q_к \cdot t_к (1 + K_{вс}) \cdot I0^{-3}}{60 \cdot \eta_к \cdot \eta_п \cdot \eta_д} , \qquad (3.II)$$

где A – работа, необходимая для сжатия I м^3 воздуха до заданного давления, Дж /м^3; $Q_к$ – производительность компрессора, м^3/мин (определяется по показаниям расходомера или берется из отчета по наладке); $t_к$ – время работы компрессора за расчетный период,ч (определяется для конкретных условий); $K_{вс} = \frac{P_{вс}}{P_{ук}}$ – удельный вес вспомогательных электроприемников компрессорной установки; $P_{вс}$ – установленная мощность вспомогательных электроприемников, кВт; $P_{ук}$ – установленная мощность компрессорной установки, кВт; $\eta_к, \eta_п, \eta_д$ – к.п.д. соответственно компрессора, передачи и двигателя.

При отсутствии точных данных можно принимать $\eta_к$ = 0,6–0,8 – для поршневых компрессоров, $\eta_к$ = 0,6–0,7 – для турбокомпрессоров, $\eta_п$ = 0,97, $\eta_д$ = 0,95.

Тогда выражение (3.II) для определения $W_{комп}$ поршневых компрессоров при $\eta_к$ = 0,7 будет иметь вид

$$W_{комп} = 38{,}7 \cdot I0^{-3} \cdot A \cdot Q_к \cdot t_к \cdot (1 + K_{вс}) .$$

Значения удельной работы поршневых и турбокомпрессоров в зависимости от избыточного давления приведены в табл.3.2.

Таблица 3.2. Значения удельной работы компрессоров в зависимости от избыточного давления

Давление, Па.10^5	Значение удельной работы А, Дж/м^3·10^3	
	для поршневых компрессоров	для турбокомпрессоров
4	I54,0I	-
5	I79,52	-
6	203,06	I75,60
7	220,79	I90,30
8	24I,30	204,05
9	258,00	2I5,33
I2	292,30	-

Примечания: I. В случае определения работы в кгм переход к Дж осуществляется из соотношения: I кгм = 9,8I Дж.

2. При определении давления в атм переход к Па осуществляется из соотношения: I атм = I,0I·10^5 Па.

При приближенных расчетах или при наличии точных коэффициентов использования технологический расход электроэнергии всеми компрессорными установками $W_{т.комп}$ (кВт.ч) допускается определять по формуле

$$W_{т.комп} = K_и \cdot T_к \cdot \sum_{1}^{n_к} P_{ук} ,$$

где $K_и$ – суточный групповой коэффициент использования компрессоров; $T_к$ – продолжительность работы компрессоров в год (принимается по режиму работы шахты), ч; $n_к$ – количество компрессоров; $\sum P_{ук}$ – суммарная установленная мощность двигателей всех компрессорных установок, включая мощность вспомогательных электроприемников (собственные нужды), кВт.

Для приближенных расчетов $K_и$ можно принимать: при трехсменной работе по 6 ч $K_и$ = 0,6; при двухсменной работе по 6 ч $K_и$ = 0,4; при трехсменной работе по 7 ч $K_и$ = 0,7; при двухсменной работе по 7 ч $K_и$ = 0,5; при трехсменной работе по 8 ч $K_и$ = = 0,75; при двухсменной работе по 8 ч $K_и$ = 0,55.

П р и м е р. На компрессорной станции шахты эксплуатируются компрессоры типа ВГ-I00, которые обеспечивают потребность шахты в сжатом воздухе в количестве I50 м^3/мин при давлении 6·10^5 Па. Определить технологическую норму расхода электроэнергии на

выработку сжатого воздуха при условии, что годовое число часов работы компрессоров $t_к$ = 4000 ч; $K_{вс}$ = 0,12; $\eta_к$ = 0,7; $\eta_п$ = 0,97; $\eta_д$ = 0,98.

Р е ш е н и е .

Годовой расход электроэнергии на выработку сжатого воздуха рассчитываем по формуле (3.11), предварительно определив по табл. 3.2 значение $A = 203,06 \cdot 10^3$ Дж/м^3 (при давлении $6 \cdot 10^5$ Па),

$$W_{комп} = \frac{203,06 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 4000 \ (1+0,12) \cdot 10^{-3}}{60 \cdot 0,7 \cdot 0,97 \cdot 0,98} = 3415680 \text{ кВт.ч.}$$

Рассчитываем количество сжатого воздуха, выработанного компрессорами за год

$$Q = 150 \cdot 60 \cdot 4000 = 36000 \text{ тыс.м}^3.$$

Технологическую норму расхода электроэнергии на выработку сжатого воздуха определяем по формуле (3.10)

$$H_{т.комп} = \frac{3415680}{36000} = 94,9 \text{ кВт.ч/тыс.м}^3.$$

3.2.2. П е р и о д и ч е с к и й к о н т р о л ь (н е р е ж е о д н о г о р а з а в п о л г о д а) к. п. д. к о м п р е с с о р о в

Показателем степени экономичности работы компрессора является его к.п.д.

На снижение к.п.д. компрессора влияют следующие основные факторы [3]

- увеличение сопротивления заборного устройства воздуха (малое сечение всасывающего трубопровода, излишнее число колен, некачественно изготовленные или загрязненные фильтры и недостаточная их площадь);
- установка пружин нагнетательных и всасывающих клапанов повышенной жесткости без регулировки, плохая пригонка поверхности клапанов к седлу, что вызывает утечки воздуха через неплотности клапанов, а следовательно, и затраты энергии на бесполезную работу компрессора ;
- ухудшение условий охлаждения цилиндров из-за большого слоя накипи на стенках водяных рубашек (высокая жесткость охлаждающей воды, нерегулярная и неудовлетворительная очистка водяных рубашек) или из-за высокой температуры охлаждающей воды, что искажает нормальный процесс сжатия воздуха в цилиндре и увеличивает энергозатраты на выработку сжатого воздуха;

- обильная подача смазки низкого качества в цилиндры, что способствует образованию нагара на клапанах ("прилипание" клапанов) и повышает их сопротивление;

- отсутствие или неудовлетворительная настройка регуляторов производительности.

С учетом перечисленных факторов, снижающих к.п.д. компрессора, необходимо осуществлять следующие мероприятия по повышению экономичности его работы

- снижение сопротивления воздухозаборного устройства увеличением диаметра всасывающего трубопровода [16] и изменением его длины до резонансной (см.п.3.2.6);

- увеличение площади фильтров и регулярная их очистка;

- тщательная притирка поверхности клапанов к седлу перед установкой и регулировка прижимных пружин;

- интенсифицирование охлаждения (см.п.3.2.5);

- применение высококачественной смазки трущихся частей и строгое регламентирование её подачи в цилиндры;

- поддержание в исправном состоянии регуляторов производительности и обеспечение их четкой работы.

Снижение к.п.д. компрессоров против номинального приводит к годовым потерям электроэнергии (кВт.ч), определяемым из выражений:

а) для поршневых компрессоров

$$\Delta W = \frac{K \cdot A \cdot Q_к}{60 \cdot \eta_п \cdot \eta_д} \cdot \left(\frac{\eta_к - \eta_{к.ф}}{\eta_к \cdot \eta_{к.ф}} \right) \cdot T_к \cdot 10^{-3} ,$$

где $K = 1,1-1,2$ – коэффициент запаса мощности; $\eta_{к.ф}$ – фактический к.п.д. компрессора, определяемый как $\eta_{к.ф} = \frac{K \cdot A \cdot Q_к \cdot 10^{-3}}{60 \cdot \eta_п \cdot \eta_д \cdot P_c}$;

P_c – фактическая мощность, потребляемая электродвигателем компрессора из сети, кВт (определяется аналитически или с использованием показаний измерительных приборов (см.п.2.3.1));

б) для турбокомпрессоров

$$\Delta W = \frac{L_{из} \cdot Q_к}{60 \cdot \eta_д} \cdot \left(\frac{\eta_к - \eta_{из.ф}}{\eta_к \cdot \eta_{из.ф}} \right) \cdot T_к \cdot 10^{-3} ,$$

где $L_{из}$ – работа изотермического сжатия, Дж/м^3(см.табл.3.2);

$Q_к$ – производительность турбокомпрессора, м^3/мин (см.выражение (3.11));

$\eta_{из.ф} = \frac{L_{из} \cdot Q_к \cdot 10^{-3}}{60 \cdot \eta_д \cdot P_c}$ – фактический изотермический к.п.д. турбокомпрессора; P_c – см.п.3.2.2, а).

3.2.3. Замена компрессоров устаревших конструкций на новые с более высокими значениями к.п.д.

В этом случае годовую экономию электроэнергии (кВт.ч) следует определять по формуле

$$\Delta W = (P_{c1} - P_{c2}) T_к,$$

где P_{c1}, P_{c2} – фактическая мощность, потребляемая электродвигателями компрессора из сети соответственно старой и новой конструкции, кВт (см.п.3.2.2); $T_к$ – время работы компрессора в год, ч.

3.2.4. Замена кольцевых и дисковых клапанов на прямоточные (рис.3.2), что позволит снизить расход электроэнергии на выработку сжатого воздуха на I3–I5% при одновременном повышении производительности компрессоров примерно на I0% [3].

Годовой нерациональный расход электроэнергии компрессором (кВт.ч) вследствии использования кольцевых и дисковых клапанов вместо прямоточных определяется по формуле [4]

$$\Delta W = 0{,}I5 \cdot P_c \cdot T_к.$$

3.2.5. Интенсифицирование охлаждения компрессоров путем максимального использования промежуточных холодильников, снижающих температуру сжатого воздуха. Для предотвращения отложений в них накипи и шлама следует регулярно проводить химводоочистку с помощью натрий-катионовых фильтров.

При этом

а) температура сжатого воздуха, выходящего из промежуточного холодильника, не должна превышать для поршневых компрессоров + 60°С, а для турбокомпрессоров + 70°С.

Снижение температуры сжатого воздуха на каждые 6°С дает I% экономии электроэнергии.

Если температура сжатого воздуха, выходящего из промежуточного холодильника, превышает допустимую, то годовой нерациональный расход электроэнергии определяется по формуле

– для поршневого компрессора

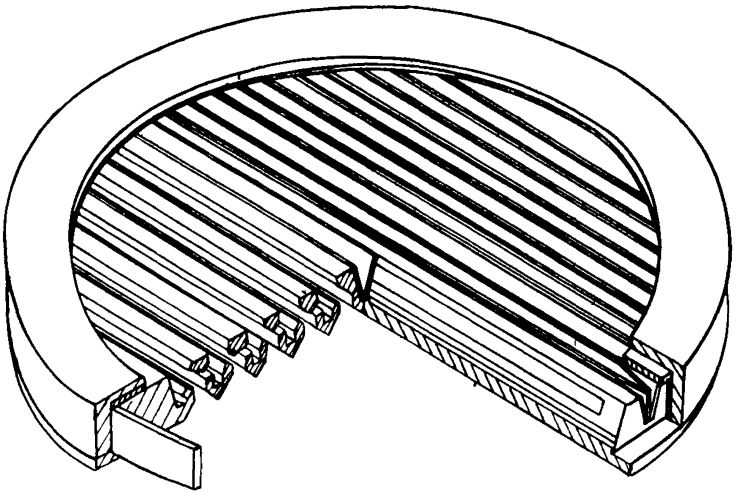


Рис.3.2. Прямоточный клапан конструкции Свердловского горного института (СГИ) для поршневых компрессоров

$$\Delta W = \frac{P_c \cdot (t - 60) \cdot 0{,}0I}{6} \cdot T_к;$$

– для турбокомпрессора

$$\Delta W = \frac{P_c \cdot (t - 70) \cdot 0{,}0I}{7} \cdot T_к,$$

где t – температура сжатого воздуха, выходящего из промежуточного холодильника, ^{o}C.

б) нормальная температура сжатого воздуха на выходе из промежуточного холодильника должна превышать температуру охлаждающей воды на входе не более чем на 5–I0^{o}C. Если же перепад температур увеличивается до 20°C, то расход электроэнергии при прочих равных условиях может повышаться на I4%. В этом случае максимальный нерациональный годовой расход электроэнергии (кВт.ч) определяется по формуле

$$\Delta W = 0{,}I4\, P_c \cdot T_к.$$

3.2.6. Применение всасывающих трубопроводов резонансной длины

Применение на поршневых компрессорах всасывающих трубопроводов резонансной длины сокращает удельный расход электроэнергии на 3–5% при одновременном повышении производительности на 5–8%.

Необходимая резонансная длина всасывающего трубопровода (м) определяется из выражения [I6]

$\ell = \frac{\lambda}{4}$, где $\lambda = \frac{a}{\nu}$ – длина звуковой волны, м;

a – скорость звука в воздухе при 20°C, равная 344 м/с ;

ν – частота посылающих звуковую волну импульсов, Гц;

$\nu = \frac{n_в}{60}$, где $n_в$ – частота вращения коленчатого вала, об/мин.

Годовой нерациональный расход электроэнергии (кВт.ч) при работе компрессора с нерезонансной длиной всасывающего трубопровода определяется по формуле

$$\Delta W = 0{,}05 \cdot P_c \cdot T_к .$$

Пример. Определить резонансную длину всасывающего трубопровода для компрессора типа 205 ВМ-I6/70, $n_в = 500$ об/мин.

Решение.

Определяем величину $\nu = \frac{500}{60} = 8{,}33$ Гц и длину звуковой волны $\ell = \frac{344}{8{,}33} = 4I{,}3$ м.

Резонансная длина трубопровода будет равна

$$\ell = \frac{4I,3}{4} = I0,3 \text{ м}.$$

3.2.7. Снижение сверхнормативных утечек сжатого воздуха и потерь давления в пневмосетях шахт

Расход сжатого воздуха состоит из полезного расхода, потребляемого пневмопотребителями (механизмами), и утечек. Последние подразделяются на две группы:

утечки в магистральной пневмосети;

утечки в местах присоединения механизмов.

В соответствии с [I7] нормативная величина утечек первой группы подсчитывается в зависимости от длины воздухопроводной сети (удельная норма утечки $a = 2,7$ м^3/мин.км при давлении $4 \cdot I0^5$ Па), а нормативная величина утечек второй группы подсчитывается в зависимости от числа постоянно присоединенных к сети механизмов (удельная норма утечки $b = 0,35$ м^3/мин на одно присоединение при давлении $4 \cdot I0^5$ Па). Суммарная нормативная величина утечек определяется из выражения

$$Q_{ут.н} = a \cdot \Sigma \ell + b \cdot m, \qquad (3.I2)$$

где $\Sigma \ell$ – суммарная длина пневмосети с металлическими трубами, км; m – общее число постоянно присоединенных к пневмосети механизмов, шт.

Расчет ведется на давление сжатого воздуха в месте потребления, которое на участках шахт колеблется от $3 \cdot I0^5$ Па до $4 \cdot I0^5$ Па. Для тех угольных шахт, на которых сжатый воздух является основным видом энергии, рекомендуется принимать давление, равным $P_{сж} = 4 \cdot I0^5$ Па.

Если на шахте отсутствуют данные о протяженности пневмосетей, подсчитать нормативные утечки сжатого воздуха по формуле (3.I2) не представляется возможным . В этом случае при расчетах необходимо руководствоваться требованием § 467 "ПТЭ угольных и сланцевых шахт", в соответствии с которым утечки сжатого воздуха в пневмосетях шахт не должны превышать 20%, т.е.

$$Q_{ут.н} = 0,2\, Q_{к\Sigma}, \qquad (3.I3)$$

где $Q_{к\Sigma}$ – суммарная фактическая производительность компрессоров (м^3/мин), которая определяется по показаниям расходомеров или по паспортным данным с учетом износа как

$$Q_{кз} = K_{из} \cdot \Sigma Q_{к.п} \ , \qquad (3.I4)$$

где $K_{из}$ – коэффициент износа компрессоров (для поршневых компрессоров равен 0,85–0,95, для турбокомпрессоров –0,8–0,9); $\Sigma Q_{к.п}$ – суммарная паспортная производительность работающих на момент проверки компрессоров, $м^3$/мин.

Фактические утечки сжатого воздуха в пневмосетях шахты ($м^3$/мин) (в случае подачи в пневмосеть всего вырабатываемого компрессором воздуха) определяются по формуле

$$Q_{ут.ф} = Q_{кз} - Q_{п.ф} \ , \qquad (3.I5)$$

где $Q_{п.ф}$ – фактический расход сжатого воздуха пневмопотребителями, $м^3$/мин (определяется в зависимости от количества и типа механизмов, работающих в наиболее загруженной смене, с учетом их износа, неодновременности работы и степени загрузки). При расчете $Q_{п.ф}$ делается поправка на фактическое давление сжатого воздуха

$$Q_{п.ф} = \mu \cdot \sum_{i=1}^{z} n_i \cdot q_i \cdot K_{\Sigma} \ , \qquad (3.I6)$$

где μ = I,05–I,I – коэффициент, учитывающий расход сжатого воздуха неучтенными механизмами (тормозными устройствами подъемных машин, оборудованием обмена и откатки вагонеток, пневматическим оборудованием механических мастерских, стройцеха и др.); z – число групп однотипных механизмов; n – число работающих в смене однотипных механизмов, шт (определяется организацией горных работ в наиболее загруженную смену, данные берутся у горного диспетчера); q_i – номинальный расход воздуха одним механизмом данной группы при непрерывной его работе, $м^3$/мин; K_{Σ} – коэффициент, учитывающий износ, загрузку, включение механизма и отличие расчетного давления в пункте потребления от номинального давления механизма

$$K_{\Sigma} = K_{в} \cdot K_{з} \cdot K'_{из} \cdot K_{q} \ ,$$

где $K_{в}$ – коэффициент включения, определяемый как

$$K_{в} = \frac{\tau_{в}}{\tau_{см}} \ ,$$

где $\tau_{в}$ – машинное время работы механизма в течение наиболее загруженной смены, мин; $\tau_{см}$ – продолжительность смены, мин;

$K_з$ – коэффициент загрузки механизма; $K'_{из}$ – коэффициент, учитывающий увеличение расхода сжатого воздуха по сравнению с номинальным значением в результате износа пневмодвигателя; K_q – коэффициент, учитывающий изменение расхода сжатого воздуха вследствие отличия расчетного давления в пункте потребления от номинального давления механизма

$K_q = \frac{P_{сж}}{P_{н.сж}}$ – для шестеренных и поршневых пневмодвигателей;

$K_q = \frac{P_{сж}+1}{P_{н.сж}+1}$ – для турбинных пневмодвигателей;

$P_{сж}$ – расчетное давление сжатого воздуха, Па;

$P_{н.сж}$ – номинальное давление механизма, Па.

Величины номинального расхода воздуха различными пневмопотребителями q_i и значения коэффициентов $K_в$, $K_з$, $K'_{из}$, K_q и $K_Σ$ приведены в приложении.

При известных значениях $Q_{ут.ф}$ (3.I5) и $Q_{ут.н}$ (3.I2, 3.I3) величина сверхнормативных утечек сжатого воздуха определяется из выражения

$$Q_{ут.сн} = Q_{ут.ф} - Q_{ут.н} . \qquad (3.I7)$$

Тогда годовой нерациональный расход электроэнергии (кВт.ч) по шахте вследствие сверхнормативных утечек сжатого воздуха следует определять по формуле

$$\Delta W = 0,I \cdot Q_{ут.сн} \cdot T_к , \qquad (3.I8)$$

где 0,I – расход электроэнергии компрессорами на выработку I $м^3$ сжатого воздуха, кВт.ч/$м^3$.

П р и м е р. Определить нерациональный расход электроэнергии вследствие сверхнормативных утечек сжатого воздуха на шахте при следующих исходных данных.

Всего на шахте к пневматической сети подключено 320 механизмов различных типов, суммарная длина фланцевой воздухопроводной сети составляет $Σ\ell$ = 40 км. Расчетное давление в месте потребления равно $P_{сж} = 4 \cdot I0^5$ Па. На шахте в наиболее загруженную смену работают 3 турбокомпрессора и 2 поршневых компрессора с паспортной производительностью соответственно 250 $м^3$/мин и I00 $м^3$/мин, $K_{из} = 0,9$.

Основные сведения о работающих в наиболее загруженную смену пневмопотребителях сведены в таблицу. Число групп однотипных

пневмопотребителей Σ = 12, приведенные в таблице значения коэффициента взяты из приложения , μ = 1,05.

Наименование пневмопотребителей	Тип	К-во работающих в наиболее загруженную смену однотипных механизмов $n_{i,ut}$	Номинальный расход одним механизмом q_i, м^3/мин	K_Σ	Общий расход группой однотипных механизмов, м^3/мин
1	2	3	4	5	6
Погрузочная машина	ПНН-1с	20	22	0,10	44,0
Лебедка маневровая	ЛВП-13	30	8	0,65	12,0
Лебедка комбайновая	ЛГКН	1	16	0,36	5,8
Горное сверло	СР-3	4	1	0,67	2,7
Вентиляторы местного проветривания	ВМП-4	13	4,65	0,77	46,6
-"-	ВМК-200	8	0,91	0,77	5,6
-"-	ВМП-6	6	15	0,77	69,3
Отбойный молоток	МО-7	90	1,1	0,41	40,7
Перфоратор ручной	ПР-27	35	3,5	0,67	82,1
Буросбороч ный станок	ЛБС-4	6	10	0,57	34,2
Насос	НВУ-1	4	20,8	0,12	10,0
Комбайн	Поиск-2	1	48	0,54	25,9

Р е ш е н и е.

С использованием выражения (3.12) рассчитываем нормативную величину утечек сжатого воздуха

$$Q_{ут.н} = 2,7 \cdot 40 + 0,35 \cdot 320 = 220 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Из выражения (3.14) определяем суммарную фактическую производительность компрессоров

$$Q_{K_\Sigma} = 0,9 \cdot (3 \cdot 250 + 2 \cdot 100) = 855 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Определяем входящий в выражение (3.16) множитель $\sum_{i=1}^{\Sigma} n_i \cdot q_i \cdot K_\Sigma$ как сумму значений графы 6 таблицы, равную 379 м^3/мин, а затем с учетом коэффициента μ = 1,05 рассчитываем общий фактический расход сжатого воздуха пневмопотребителями шахты

$$Q_{п.ф} = 1,05 \cdot 379 = 398 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

С помощью выражения (3.15) рассчитываем фактические утечки сжатого воздуха в пневмосети шахты

$$Q_{ут.ф} = 855 - 398 = 457 \text{ м}^3/\text{мин},$$ что составляет 53,5% от фактической производительности компрессоров.

Из выражения (3.I7) определяем сверхнормативные утечки сжатого воздуха в пневмосети шахты

$$Q_{ут.сн} = 457 - 220 = 237 \text{ м}^3/\text{мин} .$$

С помощью выражения (3.I8) рассчитываем максимальный годовой нерациональный расход электроэнергии по шахте вследствие сверхнормативных утечек сжатого воздуха при продолжительности работы компрессора 8760 ч в год

$$\Delta W = 0,I \cdot 237 \cdot 60 \cdot 8760 = I2456720 \text{ кВт.ч.}$$

С целью снижения сверхнормативных утечек сжатого воздуха и потерь давления в пневмосетях шахт необходимо

3.2.7.I. Сокращать длину воздухопроводной сети путем её демонтажа (при нерациональной схеме сети), демонтировать лишнюю распределительную арматуру и уменьшать число фланцевых соединений труб.

3.2.7.2. Вести систематический контроль за утечками воздуха и незамедлительно их устранять.

Потери электроэнергии от утечек сжатого воздуха через отверстия определяются из выражения

$$\Delta W = 0,I \cdot \sum_{i=1}^{j} Q_i \cdot T_{ут} ,$$

где 0,I - см.выражение (3.I8); Q_i - утечки воздуха через отверстия, $\text{м}^3/\text{мин}$ (определяются в зависимости от диаметра отверстия $d_{от}$ (мм) и давления сжатого воздуха (Па) (рис.3.3)); j - количество точек, где требуется устранить утечки сжатого воздуха; $T_{ут}$ - время нахождения под давлением в течение года участков пневмосети, где обнаружены утечки, мин.

3.2.7.3. Организовать учет расходуемого сжатого воздуха при помощи расходомеров, установленных на главной магистрали воздухопровода и ответвлениях на участки. Такой учет позволит

- анализировать баланс потребления пневмоэнергии различными пневмопотребителями и технологическими участками;
- устанавливать причины нерационального расхода сжатого воздуха и своевременно их устранять;
- наладить нормирование потребления пневмоэнергии и организовать её рациональное использование.

3.2.7.4. Исключить нерациональное использование сжатого воздуха (для проветривания тупиковых забоев путем непосредственного выпуска сжатого воздуха из магистрали, охлаждения сильно нагревающихся подшипников, электродвигателей, трансформаторов и другого оборудования).

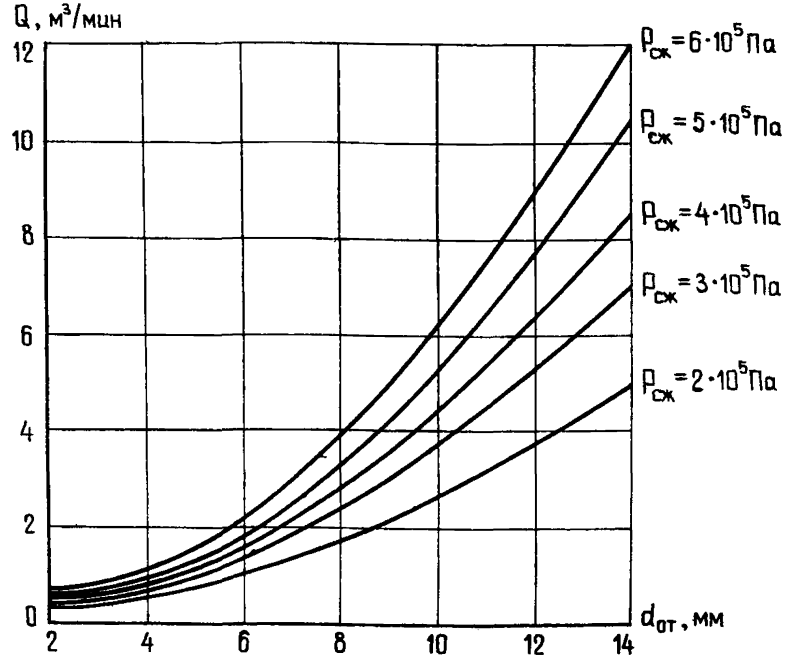


Рис.3.3. Зависимость утечек воздуха от диаметра отверстия $d_{от}$ и давления в пневмосети $P_{сж}$

3.2.7.5. Устанавливать передвижные компрессоры для подачи небольшого количества сжатого воздуха (4–5 м³/мин) пневмопотребителям, значительно удаленным от основной воздухораспределительной магистрали.

3.2.7.6. Разрабатывать и внедрять мероприятия, уменьшающие потери давления сжатого воздуха, а именно:

а) увеличивать диаметр труб на отдельных участках воздухопроводной сети;

б) заменять резинотканевые воздухопроводы на типовые гибкие с металлооплеткой и унифицированной соединительной пневмоаппаратурой. Основные характеристики пневморукавов с металлооплеткой в сравнении с резинотканевыми приведены в табл. 3.3.

Унифицированная пневмоаппаратура с высокопрочными рукавами обеспечивает

– надежную герметизацию гибких воздухопроводов;

- уменьшение общешахтных утечек сжатого воздуха на 20-25%;
- снижение в I,5 раза потерь давления в лавном воздухопроводе;
- удобство в эксплуатации, надежность соединений.

Срок службы пневморукавов с металлооплеткой в 5-6 раз больше, чем применяемых резинотканевых.

Таблица 3.3. Основные характеристики пневморукавов

Диаметр рукавов, мм	Масса I пог.м, кг		Стоимость I пог.м, руб.	
	с металлооплеткой	резинотканевый (ГОСТ I8698-73)	с металлооплеткой	резинотканевый (ГОСТ I8698-73)
50	2,0	2,8	6,32	3,68
65	3,0	4,2	6,6I	6,I8
75	4,0	-	7,57	-
I00	5,0	-	8,93	I2,36*

*используются два рукава диаметром 65 мм

в) не допускать установку толстостенных труб взамен тонкостенных (при прокладке воздухопровода или его ремонте), что позволит избежать увеличения веса воздухопровода и существенного повышения потерь давления в нем;

г) устанавливать необходимое количество водоотделителей, которые отделяют воду и освобождают от нее живое сечение труб;

д) рассматривать возможность теплоизоляции воздухопровода, которая позволит подать потребителю сжатый воздух повышенной температуры (понижение температуры сжатого воздуха приводит к резкому снижению его давления вследствие уменьшения объема).

Величина экономии электрической энергии (кВт.ч), которая может быть получена при этом, определяется из выражения [3]

$$\Delta W = 0{,}022 \cdot Q \cdot \Delta t \cdot T_к, \qquad (3.I9)$$

где Q - потребляемое количество сжатого воздуха, $м^3$/мин;

Δt - повышение температуры сжатого воздуха в результате устройства теплоизоляции, ^oC.

Пример. Определить годовую экономию электроэнергии, если путем теплоизоляции воздухопровода удалось повысить температуру сжатого воздуха в среднем за год на $\Delta t = 20\ ^oC$, $Q = I00\ м^3$/мин, $T_к = 6000$ ч.

Р е ш е н и е.

После подстановки исходных данных в выражение (3.I9) получим значение ожидаемой годовой экономии электроэнергии, которое составит

$$\Delta W = 0{,}022 \cdot 100 \cdot 20 \cdot 6000 = 264000 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

3.2.7.7. Проводить систематические испытания на специальных стендах пневмодвигателей и пневмоинструмента, осуществлять своевременный профилактический ремонт пневмооборудования с заменой износившихся деталей.

По мере износа отдельных деталей пневмодвигателей увеличиваются утечки воздуха через сальники, поршневые кольца и распределительные устройства, что приводит к сверхнормативным утечкам воздуха по шахте. Систематическая проверка на стенде отбойных молотков позволит обнаружить молотки с расходом воздуха выше нормы и своевременно отремонтировать их.

3.2.7.8. Применять более совершенные конструкции самозапорных автоматических устройств и соединительных зажимов, которые позволят значительно сократить нерациональный расход пневмоэнергии по шахте. На рис. 3.4 показана конструкция воздушного автоматического запорного клапана КШВ 3/4", предназначенного для подсоединения пневмомеханизмов, а на рис. 3.5 - самоуплотняющееся фланцевое соединение с тороидальной прокладкой.

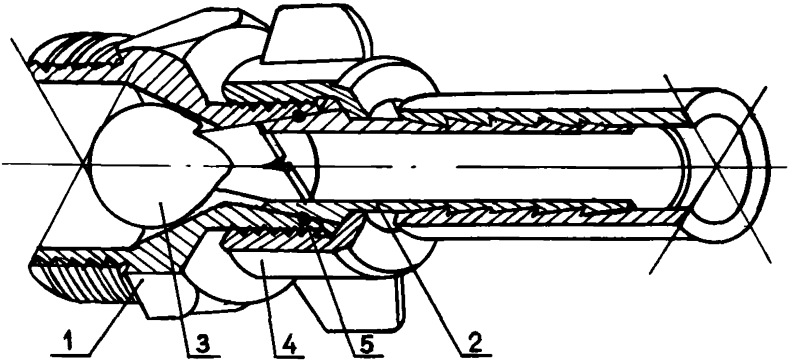


Рис. 3.4. Автоматический запорный клапан КШВ 3/4":

I - корпус клапана; 2 - ниппель для насадки пневмошланга; 3 - каплеобразный резиновый запорный орган с хвостовиком; 4 - накидная соединительная гайка; 5 - резиновая прокладка

Клапан КШВ 3/4" по сравнению с серийно выпускаемым АЗКВ 3/4" обеспечивает

- минимум в 3-4 раза больший срок службы;
- в 2 раза меньше сопротивление;
- надежную герметичность при отключении механизма.

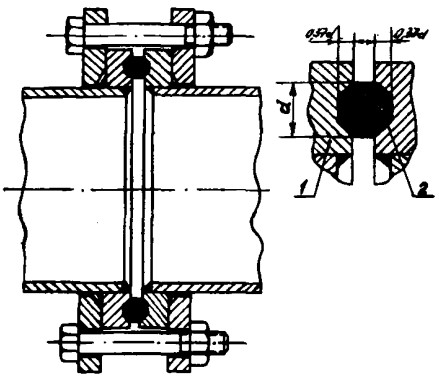


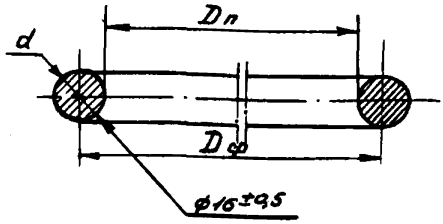
Рис. 3.5. Самоуплотняющееся фланцевое соединение с тороидальной прокладкой:
I - кольцо; 2 - тороидальная прокладка;
d - диаметр прокладки (см. рис. 3.6)

Применение самоуплотняющихся фланцевых соединений с тороидальной прокладкой обеспечивает

- полную герметизацию трубопровода даже при минимальном количестве болтов (до 2-3 шт.);
- герметичность при угле изгиба трубопровода в 9 раз больше, чем соединение с плоской резиновой прокладкой, и в 26 раз больше, чем с паранитовой прокладкой;
- полную безопасность в противопожарном отношении.

Общий вид и размеры серийно выпускаемых тороидальных прокладок приведены на рис. 3.6.

Для фланцевых соединений с тороидальными прокладками используются обычные фланцы и кольца (борта) ГОСТ 1268-67. Расточка канавок в кольцах может производиться шахтой или ЦЭМ.



Размеры прокладки $D_п$, мм						
D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	D_6	D_7
$120^{\pm1,5}$	$170^{\pm1,5}$	$227^{\pm2}$	$281^{\pm2,5}$	$333^{\pm2,5}$	$390^{\pm3}$	$440^{\pm3}$
Для трубопровода						
4"	6"	8"	10"	12"	14"	16"
Средний диаметр $D_{ср}$, мм						
136	186	243	297	349	406	456

Рис. 3.6. Общий вид и размеры тороидальных прокладок

3.2.8. Разработка и строгое соблюдение графиков рациональных режимов работы компрессорных станций (КС)

С целью рационализации режимов работы КС необходимо осуществлять регулирование их производительности по времени с допустимой корректировкой по давлению в соответствии с методикой, разработанной во ВНИИГМ им. М.М.Федорова.

Согласно этой методики, рациональное регулирование КС шахт Центрального района Донбасса ориентировочно можно осуществлять по обобщенному графику (рис. 3.7) при плавном регулировании или по табл.3.4 при дискретном регулировании. Возможное уменьшение производительности КС $\Delta Q_к$ на рис.3.7 и в табл.3.4 приведено в процентах от максимальной фактической производительности, которая определяется по количеству работающих в наиболее загруженный период смены компрессоров с учетом того, что фактическая их производительность отличается от паспортной

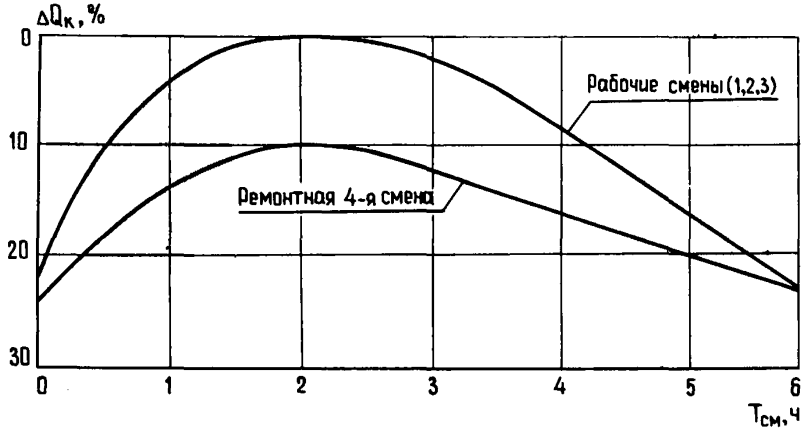


Рис.3.7. Обобщенные графики рациональных режимов работы компрессорных станций в течение смены

Таблица 3.4. Рациональные режимы работы компрессорных станций

Наименование смены	Возможное уменьшение производительности и давления КС от максимальных значений, %	Время смены, ч											
		0-0,5	0,5-1,0	0,1-1,5	1,5-2,0	2,0-2,5	2,5-3,0	3,0-3,5	3,5-4,0	4,0-4,5	4,5-5,0	5,0-5,5	5,5-6,0
		Изменение производительности КС											
Рабочая	$\Delta Q_к$	15-20	8-10	2-5	0	0	0	0	3-5	5-8	8-10	10-15	15-20
Ремонтная	$\Delta Q_к$	18-20	10-15	8-10	8-10	8-10	8-10	10-12	10-12	12-14	12-14	10-15	15-20
		Изменение давления сжатого воздуха на КС											
Рабочая	$\Delta P_{сж}$	8-10	4-5	2-4	0	0	0	0	2-4	2-4	4-5	4-5	8-10
Ремонтная	$\Delta P_{сж}$	8-10	4-5	3-5	3-5	3-5	3-5	3-5	3-5	4-6	4-6	4-6	8-10

вследствие износа (см. выражение (3.14)).

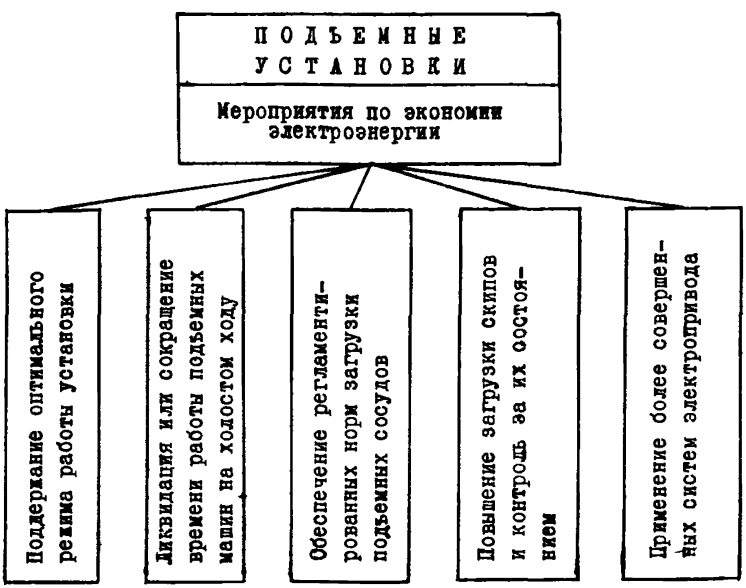
Графики рациональных режимов работы КС должны разрабатываться в соответствии с данными рис.3.7 и табл.3.4 с учетом особенностей режима работы шахты и технологического оборудования.

При необходимости более точного определения рациональных режимов КС следует пользоваться специальной методикой, разработанной во ВНИИМ им.М.М.Федорова.

3.2.9. Замена работающего на шахтах пневмооборудования на электрооборудование (с учетом требований Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах), т.к. для выполнения одного и того же количества полезной работы пневмоэнергии необходимо затратить примерно в 7 раз больше, чем электроэнергии [3].

3.3. ПОДЪЕМНЫЕ УСТАНОВКИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе подъемных установок указаны в приведенной ниже структурной схеме



3.3.1. Поддержание оптимального режима работы подъемных установок

Режим работы подъемной машины характеризуется определенными значениями скорости, ускорения, замедления и продолжительности различных периодов цикла подъема. Для подавляющего числа установок режим управления оказывает существенное влияние на величину электропотребления.

3.3.1.1. Наивыгоднейшим по расходу электроэнергии считается режим управления подъемной машиной, при котором степень неполноты тахограммы (диаграммы скорости) имеет наименьшее возможное значение, если при этом тормозные усилия не превосходят 20–30% веса полезного груза.

Степенью неполноты тахограммы или множителем скорости является отношение

$$\lambda_т = \frac{U_{max}}{U_{ср}} = \frac{U_{max} \cdot T_ц}{H_п}, \qquad (3.20)$$

где U_{max}, $U_{ср}$ – максимальная и средняя скорости движения подъемного сосуда, м/с; $H_п$ – высота подъема, м; $T_ц$ – время, за которое совершается один цикл подъема, с.

3.3.1.2. Уменьшение степени неполноты тахограммы $\lambda_т$ может быть достигнуто

- увеличением ускорения при пуске;
- увеличением замедления при остановке.

Указанные изменения параметров тахограммы приведут к уменьшению периодов неустановившегося режима, а следовательно, и потерь энергии в реостатах (при реостатном управлении электроприводом подъема).

Следует иметь ввиду, что увеличение абсолютной величины замедления в период останова целесообразно лишь для случаев двигательного замедления или при свободном выбеге.

3.3.1.3. Для проверки соответствия фактического режима работы подъемной установки оптимальному необходимо не реже одного раза в полгода проверять

- значение степени неполноты тахограммы, определяемое выражением (3.20);
- продолжительность цикла подъема $T_ц$;
- продолжительность отдельных циклов подъема (пуска, равно-

мерного хода, замедления) и в случае отклонения указанных параметров от оптимальных (расчетных) вносить в схему управления подъемной установки соответствующие изменения.

3.3.I.4. Выполнение рациональной диаграммы скорости можно обеспечить

- переводом подъемной машины на полуавтоматическое управление (разгон по времени с корректировкой по току);
- полной автоматизацией управления, которая позволит не только повысить производительность установки, но и обеспечить экономичную работу с оптимальным расходом электроэнергии.

3.3.2. Ликвидация или сокращение работы подъемной машины на холостом ходу

Для этого необходимо

- иметь и строго соблюдать график работы подъемной установки;
- не допускать длительную работу (более суток) одной клети или скипа.

3.3.3. Обеспечение регламентированных норм загрузки подъемных сосудов

3.3.I.I. Путем контроля загрузки подъемных сосудов и вагонеток.

Неполная загрузка подъемных сосудов и вагонеток при выдаче горной массы приводит к нерациональному расходу электроэнергии (кВт.ч) подъемной установкой, определяемому из выражения

$$\Delta W = \Delta W_{ц} \cdot n_{нр}, \qquad (3.2I)$$

где $\Delta W_{ц} = \frac{W_{сут}}{n_{ф}}$ – расход электроэнергии на один цикл подъема, кВт.ч; $W_{сут}$ – суточное потребление электроэнергии подъемной установкой (определяется с использованием показаний счетчика активной энергии), кВт.ч; $n_{ф}$ – фактическое число подъемов за сутки; $n_{нр} = n'_{ф} - n_{рац}$ – нерациональное число циклов, сделанных подъемной установкой за расчетный период (месяц, квартал, год); $n_{рац} = \frac{A_{ф}}{Q_{п}}$ – рациональное число циклов, необходимое для выдачи горной массы за расчетный период при условии полной загрузки подъемного сосуда; $A_{ф}$ – фактическое количество горной массы, выданное установкой за расчетный период, т ; $Q_{п}$ – грузоподъемность подъемного сосуда, т ; $n'_{ф}$ – фактическое число подъемов за расчетный период.

3.3.3.2. Путем поддержания регламентированных норм загрузки клетей:

а) при спуске – подъеме людей

Неполная загрузка клетей при спуске – подъеме людей увеличивает число циклов спуска – подъема, а следовательно, затрачиваемый на эту операцию расход электроэнергии (кВт.ч) на величину, определяемую из выражения

$$\Delta W = \Delta W_{ц.л} \cdot n'_{нр},$$

где $\Delta W_{ц.л}$ – расход электроэнергии на один цикл спуска – подъема людей, кВт.ч; определяется аналогично величине $\Delta W_ц$ (см.выражение (3.21));

$$n'_{нр} = n'_{ф} - n'_{рац},$$

$n'_{ф}$ – см.выражение (3.21); $n'_{рац}$ – рациональное число циклов, необходимое для спуска – подъема людей за расчетный период, при условии полной загрузки клети

$$n'_{рац} = \frac{(Л_1 + Л_2 + Л_3 + Л_4) \cdot Ż}{N} \cdot n_р,$$

где $Л_1, Л_2, Л_3, Л_4$ – количество людей, находящихся в шахте в 1,2,3 и 4 сменах, чел.; $Ż$ – коэффициент, учитывающий неодновременность спуска новой смены и подъема рабочих, отработавших смену; $Ż = 2$ – для двухклетьевых подъемных установок; $Ż = 4$ – для одноклетьевых подъемных установок; N – вместимость клети с учетом ограничений, накладываемых условиями эксплуатации, чел; $n_р$ – число рабочих дней в расчетном периоде (сутках, месяце, квартале, году);

б) при спуске – подъеме грузов

Неполная загрузка клетей при спуске – подъеме грузов (леса, материалов, оборудования и т.д.) приводит к увеличению количества циклов спуска – подъема, а следовательно, к повышению расхода электроэнергии подъемной установкой.

3.3.4. Повышение загрузки скипов и контроль за их состоянием

3.3.4.1. Повышение загрузки скипов может быть достигнуто

– модернизацией существующих типов скипов;

– заменой существующих скипов на скипы большей грузоподъемности. Такую замену следует считать целесообразной, если по результатам расчета подъемной установки не требуется замена отдельных ее элементов, а также системы электропривода.

3.3.4.2. Контроль состояния скипов должен осуществляться не реже I раза в месяц. При налипании на внутренней поверхности скипа горной массы должна производиться его чистка, т.к. налипшая масса

- снижает емкость скипа, а следовательно, производительность установки;

- приводит к неоправданному расходу электроэнергии на её транспортирование.

3.3.5. Применение более совершенных систем электропривода (каскадных, частотно-управляемых, ТП-Д и др.), имеющих высокие регулировочные свойства и позволяющих добиться лучших технико-экономических показателей при эксплуатации подъемных установок и машин по сравнению с существующими системами.

3.4. ДЕГАЗАЦИОННЫЕ УСТАНОВКИ

Экономия электрической энергии при работе дегазационных установок может быть получена за счет следующих основных мероприятий:

а) повышения герметичности всасывающих газопроводов дегазационной сети;

б) использования для снабжения вакуум-насосов напорного бака вместо подкачных насосов;

в) применения более экономичных вакуум-насосов (например, типа ЖВН-50).

Из перечисленных мероприятий наиболее эффективным является мероприятие п.а). Снижение количества подсосов воздуха позволит уменьшить удельный расход электрической энергии на транспортирование единицы объема метановоздушной смеси в пересчете на концентрацию метана 100% и получить на этой основе экономию электрической энергии по шахте.

Пример. Определить ожидаемое снижение удельного расхода электрической энергии на транспортирование I $м^3$ метана и годовую экономию электроэнергии по шахте, если в результате снижения подсосов воздуха в дегазационную сеть удалось повысить концентрацию метана с 30% до 40%. На дегазационной станции установлен вакуум - насос типа ЖВН-50, работающий в режиме $P_{вс} = -0{,}665 \cdot 10^5$ Па, с производительностью $Q_{в.н} = 50$ $м^3$/мин; потребляемая электродвигателем из сети мощность составляет $P_c = 60$ кВт.

Соисполнители подраздела 3.4 Савичев В.А. и Усачева Н.А. (Карагандагипрошахт)

Р е ш е н и е.

При суточной производительности вакуум-насоса, равной $Q_{сут} = 24 \cdot 60 \cdot Q_{в.н} = 24 \cdot 60 \cdot 50 = 72000$ м^3, количество транспортируемого по дегазационной сети за это время чистого метана составит

- при концентрации 30%

$$Q_{сут_1} = \frac{72000 \cdot 30}{100} = 21600 \text{ м}^3;$$

- при концентрации 40%

$$Q_{сут_2} = \frac{72000 \cdot 40}{100} = 28800 \text{ м}^3.$$

Суточный расход электроэнергии вакуум-насосами равен

$$W_{сут} = 24 \cdot P_c = 24 \cdot 60 = 1440 \text{ кВт.ч.}$$

Удельный расход электроэнергии на транспортирование 1 м^3 метана

- при концентрации 30%

$$\omega_1 = \frac{W_{сут}}{Q_{сут_1}} = \frac{1440}{21600} = 0{,}067 \text{ кВт.ч/м}^3,$$

- при концентрации 40%

$$\omega_2 = \frac{W_{сут}}{Q_{сут_2}} = \frac{1440}{28800} = 0{,}05 \text{ кВт.ч/м}^3.$$

Таким образом, повышение концентрации метана за счет снижения подсосов воздуха в дегазационную сеть на 10% позволит снизить удельный расход электроэнергии до величины $\frac{0{,}067}{0{,}05} \cdot 100 \approx 75\%$ или на 25%.

При годовом потреблении электроэнергии установкой $W_г = 8760 \cdot P_c = 8760 \cdot 60 = 525600$ кВт.ч ожидаемая годовая экономия электроэнергии по шахте от внедрения этого мероприятия составит

$$\Delta W = 0{,}25 \cdot 525600 = 131400 \text{ кВт.ч.}$$

4. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ РАБОТЕ УСТАНОВОК В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ ШАХТ

4.I. ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе водоотливных установок указаны в приведенной ниже структурной схеме.

4.I.I. Уменьшение притока воды в шахту

- предупреждением проникновения воды в шахту с поверхности;
- ликвидацией утечек воды в нагнетательном трубопроводе через неплотности соединений и арматуры.

4.I.2. Соблюдение соответствия паспортных параметров насосов характеристике сети при выборе типа и производительности насосов для работы на заданный трубопровод. Необходимо стремиться к тому, чтобы точка пересечения индивидуальной характеристики насоса и характеристики трубопровода лежали в зоне максимального к.п.д. (рис.4.I).

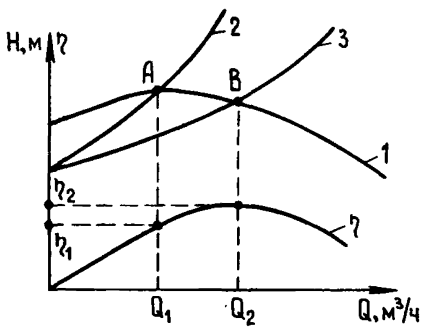
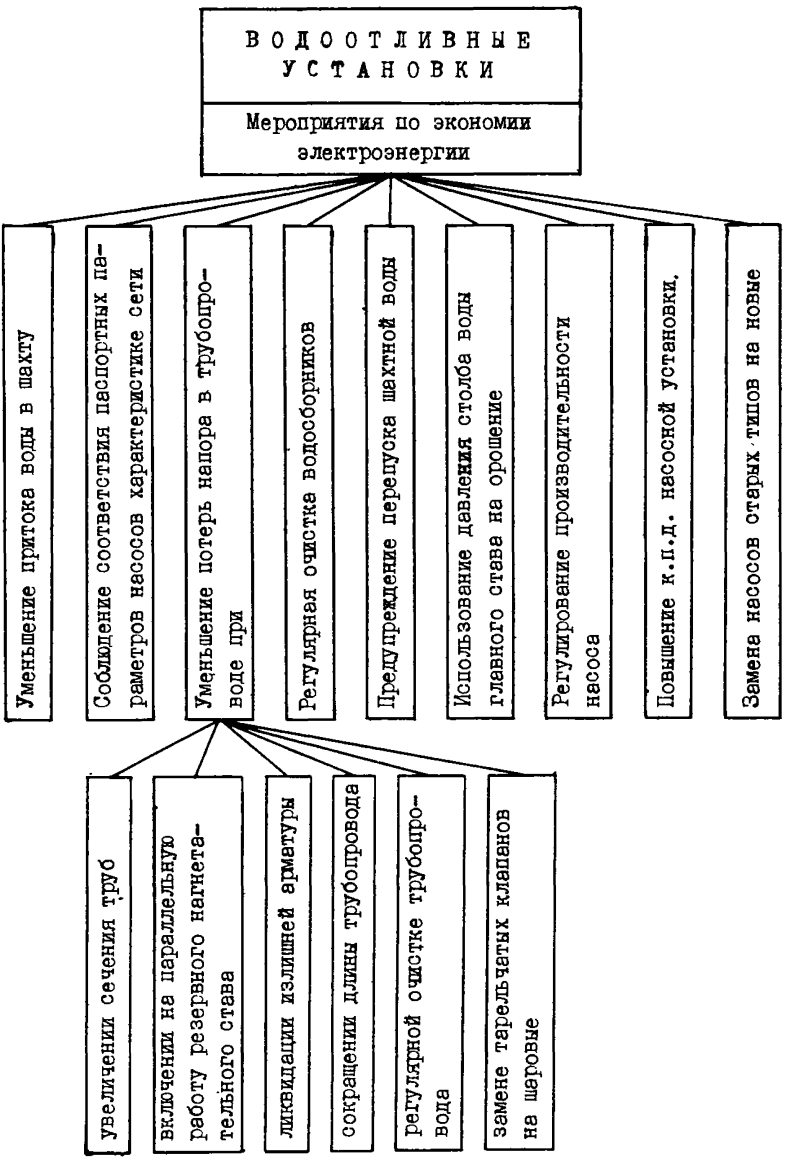


Рис.4.I. Совмещенные характеристики насоса и трубопроводов:
I - индивидуальная характеристика насоса; 2,3 - характеристики трубопровода соответственно с бо́льшим и ме́ньшим сопротивлением; A,B - рабочие точки, в которых насос работает с производительностью Q_1 и Q_2 и к.п.д. соответственно η_1 и η_2

Смещения точки пересечения характеристик I и 2 (точка А) в точку В можно добиться изменением параметров трубопровода (см. п.4.I.3).

При работе насосов с завышенным напором часть напора гасится в трубопроводе и бесполезно теряется при сбрасывании воды на поверхность. В этом случае необходимо

- снять часть промежуточных секций(если насосы секционные);
- рассмотреть возможность установки насосов с меньшим напором.


ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ
Мероприятия по экономии электроэнергии
Уменьшение притока воды в шахту
Соблюдение соответствия паспортных параметров насосов характеристике сети
Уменьшение потерь напора в трубопроводе при
Регулярная очистка водосборников
Предупреждение перепуска шахтной воды
Использование давления столба воды главного става на орошение
Регулирование производительности насоса
Повышение к.п.д. насосной установки,
Замена насосов старых типов на новые
увеличении сечения труб
включении на параллельную работу резервного нагнетательного става
ликвидации излишней арматуры
сокращении длины трубопровода
регулярной очистке трубопровода
замене тарельчатых клапанов на шаровые

Указанные мероприятия позволят сместить точку пересечения индивидуальной характеристики насоса с характеристикой трубопровода в зону максимального к.п.д. (см.рис.4.I) и обеспечат работу водоотливной установки с меньшим удельным расходом электроэнергии.

4.I.3. У м е н ь ш е н и е п о т е р ь н а п о р а в т р у б о п р о в о д е (снижение его сопротивления)

Потери напора в трубопроводе оказывают существенное влияние на энергетические показатели водоотливной установки.

Наиболее эффективного уменьшения потерь напора в трубопроводе позволит добиться выполнение следующих мероприятий:

4.I.3.I. Увеличение сечения труб по всей длине или на отдельных участках путем замены старых труб

Потери напора в трубопроводе (м) выражаются формулами [3]

– для труб на прямом участке

$$h = \frac{0{,}083 \cdot \lambda_{тр} \cdot L \cdot Q^2}{d^5} ; \qquad (4.I)$$

– для местных сопротивлений

$$h = \frac{0{,}083 \cdot \xi \cdot Q^2}{d^4} , \qquad (4.2)$$

где $\lambda_{тр}$ – коэффициент трения воды о стенки труб (для шахтной воды $\lambda_{тр} = 0{,}03$); L – длина участка трубопровода, м; Q – количество процускаемой воды, $м^3/сек$; d – диаметр трубопровода, м ; ξ – коэффициент местного сопротивления (принимается по табл.4.I).

Т а б л и ц а 4.I.Значения коэффициента местного сопротивления

Местное сопротивление	Значение коэффициента ξ
Задвижка	0,5
Закругленное колено на 90^0	0,3
Обратный клапан	5,0

В случае изменения параметров трубопровода с использованием формул (4.I) и (4.2) определяется разность потерь напора (м) на каждом участке как

$$\Delta h = h_1 - h_2 ,$$

где h_1, h_2 – потери напора на участке трубопровода до и после его реконструкции, м.

Тогда суммарное снижение потерь напора (м) будет равно

$$\Delta h_\Sigma = \Delta h_1 + \Delta h_2 + \ldots + \Delta h_n , \qquad (4.3)$$

где $\Delta h_1, \Delta h_2, \ldots, \Delta h_n$ - величина снижения потерь напора на отдельных участках трубопровода, м .

Снижение потерь напора в трубопроводе приведет к смещению рабочей точки установки с соответствующим изменением её к.п.д. (см. рис.4.1).

Размер экономии электроэнергии (кВт.ч),которая может быть получена от снижения сопротивления трубопровода, подсчитывается по формуле

$$\Delta W = \frac{0,00286(Q_1 H_1 \cdot \eta_2 - Q_2 \cdot H_2 \eta_1) t_н}{\eta_1 \eta_2 \eta_д \eta_с}, \qquad (4.4)$$

где Q_1, Q_2 - подача насосной установки соответственно до и после изменения сопротивления трубопровода (определяется по показаниям расходомера), $м^3/ч$; H_1, H_2 - полный напор водоотливной установки соответственно до и после изменения сопротивления трубопровода (определяется по показаниям манометра),м; η_1, η_2 - к.п.д. водоотливной установки до и после изменения сопротивления трубопровода. При известных значениях Q_1, Q_2 и H_1, H_2 величины η_1 и η_2 определяются положением точки пересечения (А,В) характеристики насоса и трубопровода (см.рис.4.1); $\eta_д, \eta_с$ - к.п.д. соответственно двигателя и сети (изменяются незначительно, поэтому в расчетах принимаются равными; $\eta_д$ - номинальному значению двигателя; $\eta_с$ = 0,95 - 0,97); $t_н$ - время работы насосов за расчетный период, ч.

При выполнении аналитических расчетов величину H_2 следует определять как

$$H_2 = H_1 - \Delta h_\Sigma ,$$

где Δh_Σ - см.выражение (4.3).

4.1.3.2. Включение на параллельную работу резервного нагнетательного става

Такое включение следует осуществлять при снижении производительности насоса по сравнению с номинальной на величину более 20%. При этом уменьшается сопротивление трубопровода и экономия электроэнергии может составить 7-10% от потребляемой.

4.1.3.3. Ликвидация в трубопроводе излишней арматуры и ненужных поворотов или снижение их сопротивления сглаживанием острых углов.

4.1.3.4. Сокращение длины трубопровода

- путем изменения его конфигурации;
- за счет работы насоса на вертикальную скважину вместо наклонного става по уклону.

4.I.3.5. Регулярная (не реже одного раза в год) очистка трубопровода от накопившихся осадков.

По мере эксплуатации трубопровода на его стенках откладывается слой грязи, которая содержится в шахтной воде. С течением времени толщина осадка вырастет настолько, что нарушает нормальную работу водоотливной установки. При этом растет сопротивление нагнетательного трубопровода, снижается подача установки, увеличивается удельный расход электроэнергии.

Наличие на нагнетальных трубопроводах манометров позволит определять изменение в функции времени развиваемого водоотливной установкой напора и на этой основе уточнять регламентированную выше периодичность очистки трубопроводов.

Следует иметь ввиду, что величина осадка значительно снижается при наличии достаточного объема водосборника, хорошо осветляющего шахтную воду.

4.I.3.6. Замена в приемных устройствах на всасывающих трубопроводах тарельчатых клапанов на шаровые. В результате такой замены гидравлическое сопротивление приемного устройства уменьшается примерно в 3 раза. На рис.4.2 приведена конструкция приемного устройства с шаровым клапаном для шахтных водоотливных установок [3].

4.I.4. Регулярная (в соответствии с требованиями ПТЭ угольных и сланцевых шахт) очистка водосборников и водоотстойников от накопившегося шлама.

При заиленных выше допустимого предела водосборниках пуски двигателей водоотлива становятся более частыми, что приводит к

- перегреву обмоток статора двигателей;
- увеличению потерь электроэнергии в обмотках статора, а следовательно, к повышению расхода электроэнергии водоотливной установкой;
- уменьшению срока службы электродвигателей.

4.I.5. Предупреждение перепуска шахтной воды с основного горизонта на подготовительный с последующей откачкой её в водосборник основного горизонта.

Величина дополнительно затрачиваемой при этом электроэнергии (кВт.ч) на перекачку воды насосами участкового водоотлива определяется из выражения

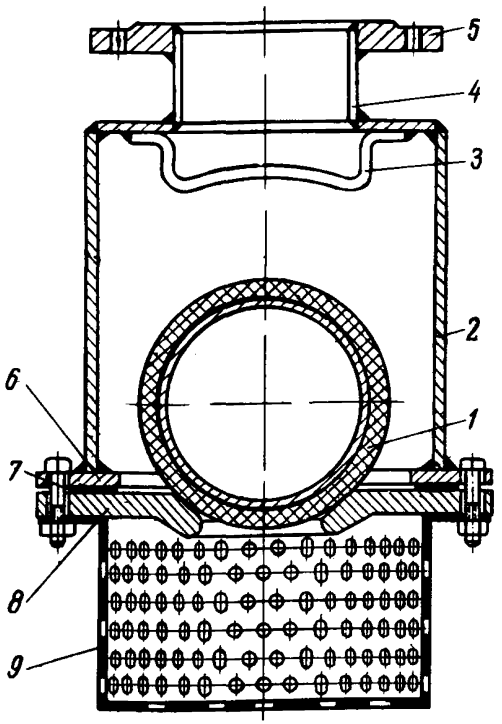


Рис.4.2. Конструкция приемного устройства с шаровым клапаном для шахтных водоотливных установок:

1 - шаровой клапан; 2 - корпус; 3 - ограничитель подъема шара; 4 - патрубок; 5 - фланец для присоединения к всасывающему трубопроводу; 6 - фланец для упора седла; 7 - резиновая прокладка; 8 - седло; 9 - сетка приемника

$$\Delta W = \frac{0,00286 \cdot H_у \cdot Q_у}{\eta_н \cdot \eta_д \cdot \eta_с},$$

где $H_у$ – полный напор насоса участкового водоотлива, м; $Q_у$ – количество воды, откачиваемой насосом за рассматриваемый период, $м^3$.

4.I.6. Использование давления столба воды главного водоотливного става на орошение (при неравномерном и незначительном потреблении воды на орошение) путем подключения к водоотливному ставу сети орошения (взамен установки специального насоса в насосной камере).

4.I.7. Регулирование производительности насоса

С целью уменьшения нерационального расхода электроэнергии регулирование производительности насоса, обусловленное уменьшением потребности в воде, необходимо производить при помощи задвижки, установленной на стороне нагнетательного трубопровода (на всасе устанавливать задвижку не рекомендуется во избежание явления кавитации)[3].

Величина возможной экономии электроэнергии при таком регулировании производительности насоса подсчитывается по формуле (4.4), в которой параметры с индексом I будут относиться к режиму работы насоса до регулирования, а с индексом 2 – после регулирования.

4.I.8. Повышение к.п.д. насосной установки

Для этого необходимо

- соблюдать график планово-предупредительных ремонтов;
- осуществлять качественный ремонт насоса, запорной и распределительной арматуры, всасывающих устройств;
- следить за сальниковой набивкой в подшипниках и уплотнениях;
- следить за степенью износа турбинок, направляющих аппаратов, разгрузочного устройства и при превышении допустимых пределов износа осуществлять замену изношенных элементов насосной установки.

4.I.9. Замена насосов старых типов на новые, имеющие более высокий к.п.д.

Расчет экономии электроэнергии (кВт.ч), которая может быть получена при этом, следует производить по формуле

$$\Delta W = 0{,}00286 \frac{(\eta_2 - \eta_1)}{\eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_д \cdot \eta_с} H \cdot Q \cdot t_н \quad , \qquad (4.5)$$

где H – напор, определяемый по показаниям манометра, м; Q – фактическая подача насоса, $м^3/ч$; η_1, η_2 – к.п.д. соответственно старого и нового насосов; $t_н$ – время работы насоса за расчетный период, ч.

П р и м е р. Определить ожидаемую годовую экономию электроэнергии от замены насоса старого типа "Комсомолец" с $\eta_1 = 0{,}62$ на насос типа МС–I50 с $\eta_2 = 0{,}73$ при следующих исходных данных: $Q = I50\ м^3/ч$; $H = 300$ м; $t_н = 3000$ ч; $\eta_д = 0{,}88$; $\eta_с = 0{,}97$.

Р е ш е н и е.

После подстановки исходных данных в выражение (4.5) получим значение ожидаемой годовой экономии электроэнергии, равное

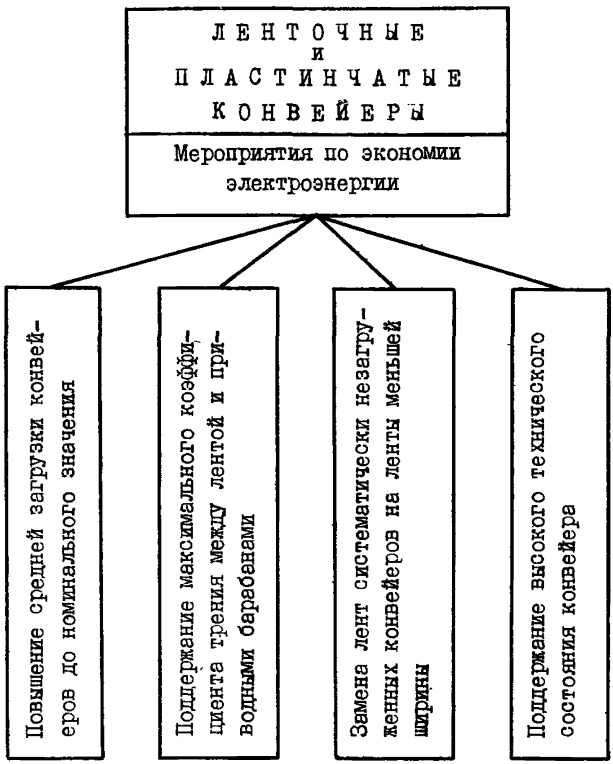
$$\Delta W = 0{,}00286 \frac{(0{,}73 - 0{,}62)}{0{,}62 \cdot 0{,}73 \cdot 0{,}88 \cdot 0{,}97} \cdot 300 \cdot I50 \cdot 3000 =$$

$$= I09930 \text{ кВт.ч.}$$

4.2. П О Д З Е М Н Ы Й Т Р А Н С П О Р Т

4.2.I. Л е н т о ч н ы е и п л а с т и н ч а т ы е к о н в е й е р ы

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе ленточных и пластинчатых конвейеров указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.2.I.I. Повышение средней загрузки конвейеров до номинального значения

Грузопотоки угольных шахт характеризуются неравномерностью, что отражается на погонной нагрузке ленты конвейера и, в конечном счете, на загрузке конвейера, изменяющейся от номинального значения (работа с номинальной производительностью) до минимального (работа с производительностью, равной 0, т.е. вхолостую). Режим работы конвейера вхолостую является наименее экономичным. По мере роста средней загрузки конвейера экономичность транспортирования груза возрастает до максимальной при номинальной загрузке.

С целью повышения средней загрузки конвейеров необходимо

– следить за состоянием подземных бункеров и осредняющих емкостей, из которых осуществляется загрузка конвейеров, а также за работой и исправностью загрузочных устройств и перегрузочных пунктов;

– бункеры емкостью 100 м^3 и выше оборудовать датчиками нижнего и верхнего уровня, сблокированными со схемой автоматизации конвейера с целью отключения его при отсутствии угля в бункере и включения при заполнении бункера.

Технологический расход электроэнергии за сутки одним ленточным конвейером (кВт.ч) определяется в зависимости от количества транспортируемого груза, условий и продолжительности его работы из выражения [2]

$$W_{к.л} = 0{,}013 L_к \cdot \omega \left[C_л U_л t_р + 0{,}28 Q_р \left(1 \pm \frac{\sin\beta}{\omega}\right)\right], \qquad (4.6)$$

где $L_к$ – длина конвейера, м; ω – коэффициент сопротивления движению, равный: 0,02 – 0,03 – для стационарных конвейеров; 0,04 – 0,06 – для конвейеров, установленных в пределах выемочных участков; 0,08 – 0,12 – для конвейеров, работающих в особо тяжелых условиях; $C_л$ – масса 1 м движущихся частей конвейера, кг/м (определяется по таблице 4.2); $U_л$ – скорость движения ленты, м/с (см.табл.4.2); $t_р$ – время работы конвейера за расчетный период, ч; $Q_р$ – расчетная производительность конвейера за время $t_р$, т; β – угол установки конвейера, град.

Для сборных конвейеров, принимающих груз в нескольких пунктах, расположенных по длине конвейера, величина $Q_р$ будет равна

$$Q_р = \frac{L_1}{L_к} Q_{пл_1} + \frac{L_2}{L_к} Q_{пл_2} + \ldots + \frac{L_n}{L_к} Q_{пл.n},$$

где L_1, L_2, ..., L_n – расстояние от i-го пункта погрузки до пункта разгрузки, м; $Q_{пл_1}$, $Q_{пл_2}$, ... $Q_{пл_n}$ – плановое количество груза, выдаваемое i-м погрузочным пунктом за расчетный период, т.

Таблица 4.2. Характеристики ленточных конвейеров

Тип конвейера	Максимальная производительность, т/ч	$C_л$, кг/м	Скорость движения ленты $U_л$ м/с
ЛЛ80К	360	36,I	I,6
ЛЛ80	450	36,I	I,6
ЛЛБ80	400	37,5	I,6
2Л80	400	37,5	2,0
2ЛБ80	400	37,5	2,0
3Л80	400	36,I	I,6
3ЛН80	320	55,0	I,6
ЛЛТ80	450	36,I	I,6
2ЛТ80	450	36,I	I,6
ЛЛ100К	475	67,6	I,6
ЛЛ100	550	63,6	I,6
ЛЛБ100	550	74,6	I,6
ЛЛУ100	550	97,6	I,6
ЛЛТ100	750	72,2	I,6
ЛЛУ120	I250	II9,7	2,5
2ЛУ100	680	87,6	2,0
2ЛЛ100	550	II5,6	2,I7
2ЛТ100	750	II5,6	2,I
2ЛУ120В	I450	I38,I	3,I5
КЛ150А	320	36,I	I,6
КЛА150У	340	36,I	I,6
КЛА250	340	63,4	I,85
КЛ	320	7I,6	I,5
КРУ-260	360	87,0	I,6
КРУ-350	I200	I2I,7	I,5

Пример. На конвейерном уклоне шахты установлен конвейер ЛЛУ120, время работы которого вхолостую путем использования емкости загрузочного бункера для выравнивания грузопотока удалось сократить на 3 ч в сутки ($t_{р.х}$ = 3 ч). Определить годовую экономию электроэнергии от указанного мероприятия, если известно, что $L_к$ = 800 м; ω = 0,03; $C_л$= II9,7 кг/м; $Q_р$ = 0 (при отключении конвейера), $U_л$ = 2,5 м/с; число рабочих дней в году $n_{сут}$ = 305 сут.

Р е ш е н и е.

После подстановки исходных данных в выражение (4.6) получим технологический расход электроэнергии конвейером за время, на которое сокращается работа вхолостую, т.е. $t_{р.х}$ = 3 ч,

$$W_{к.л.х} = 0{,}0I3 \cdot L_к \cdot \omega \cdot C_л \cdot v_л \cdot t_{р.х} = \\ = 0{,}0I3 \cdot 800 \cdot 0{,}03 \cdot II9{,}7 \cdot 2{,}5 \cdot 3 = 280 \text{ кВт·ч.}$$

Тогда годовая экономия электроэнергии составит

$$\Delta W_{к.л} = n_{сут} \cdot W_{к.л.х} = 305 \cdot 280 = 85400 \text{ кВт·ч.}$$

4.2.I.2. П о д д е р ж а н и е м а к с и м а л ь н о г о к о э ф ф и ц и е н т а т р е н и я м е ж д у л е н т о й и п р и в о д н ы м и б а р а б а н а м и

Для этого необходимо при эксплуатации конвейеров

- исключать попадание воды и масла на поверхность приводных барабанов;

- не допускать работу с износом футеровки до обнажения металлической поверхности барабанов или эбонитового подслоя;

- при замене футеровки использовать материалы, обеспечивающие максимальный коэффициент трения.

4.2.I.3. З а м е н а л е н т с и с т е м а т и ч е с к и н е з а г р у ж е н н ы х к о н в е й е р о в н а л е н т ы м е н ь ш е й ш и р и н ы

Если ширина ленты не используется полностью, а максимально необходимую производительность конвейера можно обеспечить лентой меньшей ширины, следует по согласованию с заводом-изготовителем конвейера произвести соответствующую замену ленты и исключить нерациональный расход электроэнергии.

4.2.I.4. П о д д е р ж а н и е в ы с о к о г о т е х н и ч е с к о г о с о с т о я н и я к о н в е й е р а [29]

Для этого необходимо

- производить периодическую смазку механических узлов конвейера в соответствии с картой смазки завода-изготовителя;

- заменять невращающиеся или туговращающиеся ролики;

- не допускать завышбовки трассы конвейера и концевых станций;

- не реже одного раза в месяц осуществлять проверку распре-

деления нагрузки между приводными барабанами с помощью амперметров в соответствии с рекомендациями, установленными руководством по эксплуатации, т.к. отклонение распределения нагрузки от проектных значений свидетельствует о нерациональном режиме работы электропривода конвейера и неэкономичном потреблении электроэнергии двигателями;

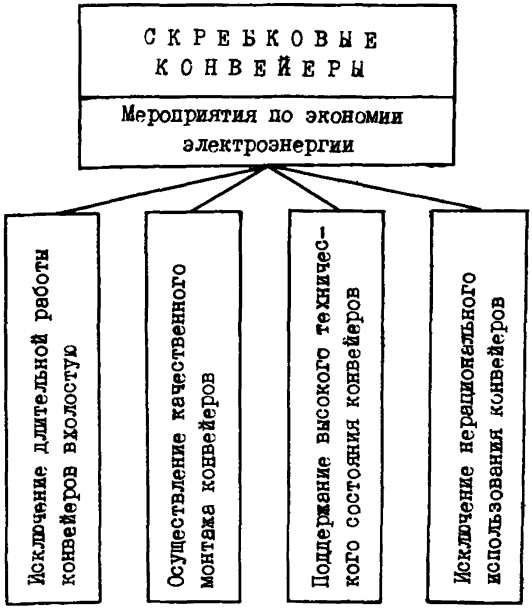
- систематически проверять состояние устройств для очистки ленты и барабанов;

- не допускать эксплуатацию конвейера при чрезмерном износе отдельных узлов (шестерен редуктора, тормозных накладок и т.д.);

- не реже одного раза в месяц производить планово-предупредительный ремонт конвейера.

4.2.2. Скребковые конвейеры

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе скребковых конвейеров указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.2.2.I. Исключение длительной работы конвейеров вхолостую

Технологический расход электроэнергии за сутки скребковым конвейером (кВт.ч) в зависимости от количества транспортируемого груза, условий и продолжительности его работы определяется из выражения [2]

$$W_{к.с} = L_г \left[C_ц \cdot U_ц \cdot t_р + 0{,}34\, Q_р \, (I \pm 2 \operatorname{tg} \beta) \right] \cdot 10^{-2} \quad , \qquad (4.7)$$

где $L_г = L_к \cdot \cos \beta$ – горизонтальная длина конвейера ($L_к$ – см. выражение (4.6)); $U_ц$ – скорость цепи конвейера, м/с.

Значения $C_ц$ и $U_ц$ для различных типов скребковых конвейеров приведены в табл.4.3.

Таблица 4.3. Характеристики скребковых конвейеров

Тип конвейера	Максимальная производительность, т/ч	$C_ц$, кг/м	Скорость движения цепи $U_ц$, м/с
СПМ46	I20	23,2	0,8
МК46У	I35	24,0	0,96
СП64	300	35,4	0,96
СП64П2	300/400	23,2	I,25/I,4
СП63	220/260	38,6	0,8/0,92
СП63М	355	38,6	I,I2
СП63ТН	260/3I0	38,6	0,92/I,I2
СПМ87Д(ДН)	250/300	38,6	0,92/I,I2
КМ8I02НМ	360	57,4	I,I2
СКТ64	250/400	57,4	0,3/0,6
СП202	535/600	23,2	I,25/I,4
СП87П	4I0/5I5/600	38,6	I,0/I,25/I,4
С53(С53МУ)	I55/225	24,0	0,73/I,06
СК38	I00	I9,4	0,6I
СР52	90/I40	23,2	0,8
СР70А	250	38,6	0,94
СР70М	360/450	38,6	I,024/0,37

Примечание. Через дробь даны производительность и скорость конвейеров при различных скоростях движения цепи.

Пример. Определить годовую ожидаемую экономию электроэнергии от сокращения на 2 ч в сутки времени работы вхолостую скребкового конвейера СП-63М при следующих исходных данных: $C_ц$ = 38,6 кг/м; $V_ц$ = I,I2 м/с; β = 0; $L_к$ = 200 м; $t_{р.х}$ = 2 ч.

Решение.

После подстановки исходных данных в выражение (4.7) получим технологический расход электроэнергии за время $t_{р.х}$ = 2 ч

$$W_{н.с.х} = L_г \cdot C_ц \cdot V_ц \cdot t_{р.х} \cdot 10^{-2} = 200 \cdot 38{,}6 \cdot 1{,}12 \cdot 2 \cdot 10^{-2} = 173 \text{ кВт.ч}.$$

Тогда годовая экономия электроэнергии (без учета затрат энергии на пуски конвейера) может составить

$$\Delta W_{к.с} = 305 \cdot 173 = 52\,765 \text{ кВт.ч}.$$

4.2.2.2. Осуществление качественного монтажа конвейера

Некачественный монтаж конвейеров (искривление рештачного става, чрезмерное первоначальное натяжение цепи и т.д.) приводит к появлению дополнительных сопротивлений при его работе, а следовательно, к повышенному потреблению электроэнергии.

4.2.2.3. Поддержание высокого технического состояния конвейеров

Для чего необходимо

- периодически производить смазку механических узлов в соответствии с картой смазки завода-изготовителя;

- не допускать заштыбовки конвейера, своевременно производить расштыбовку нижней ветви;

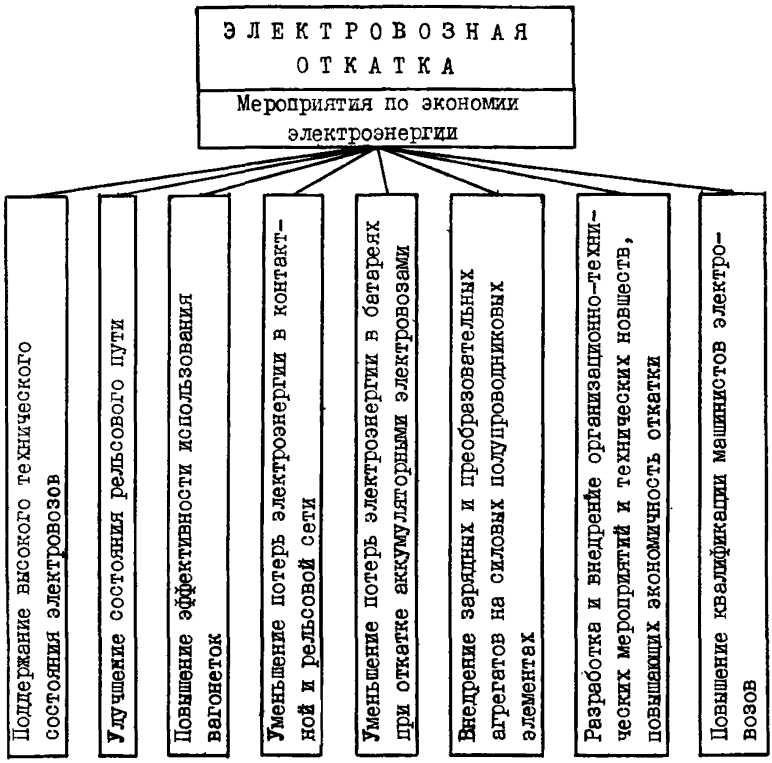
- поддерживать в нормальном состоянии замковые соединения и стыки секций своевременным регулированием натяжения скребковой цепи в заданных пределах;

- своевременно производить планово-предупредительный ремонт.

4.2.2.4. Исключение нерационального использования скребковых конвейеров, т.е. в тех случаях, когда по техническим условиям возможна эксплуатация ленточных конвейеров.

4.2.3. Электровозная откатка

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе электровозной откатки указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.2.3.1. Поддержание высокого технического состояния электровозов

Для чего необходимо

- регулярно смазывать, менять масло и промывать подшипники в установленные инструкцией сроки, что позволит снизить величину сопротивления движению, увеличить к.п.д. электровоза, уменьшить необходимую силу тяги, а следовательно, уменьшить удельный расход электроэнергии на откатку;

- не допускать чрезмерной затяжки моторно-осевых подшипников, т.к.это приводит к повышенному потреблению электроэнергии;

- после каждой замены колодок тормозной системы производить её регулировку с целью исключения трения колодок о бандажи колес во время движения электровоза, сопровождающегося повышенным потреблением электроэнергии;

- периодически подтягивать болты в месте соединения секций и проводов в пусковом реостате, уменьшая переходное сопротивление соединений.

4.2.3.2. Улучшение состояния рельсового пути

Для чего необходимо

- устранять неровности стыков и искривления рельсового пути, постоянно поддерживать его в исправном состоянии;

- периодически осушать и чистить рельсы от грязи.

4.2.3.3. Повышение эффективности использования вагонеток

Для чего необходимо

- производить замену подшипников скольжения на подшипники качения, что позволит не только уменьшить потери электроэнергии, но и увеличить количество вагонеток в одном составе (аналогичный результат может быть достигнут при замене вагонеток с подшипниками скольжения на вагонетки с подшипниками качения);

- осуществлять очистку вагонеток специальными машинами, обеспечивая полное использование их полезной емкости;

- не допускать неполной загрузки вагонеток и отличающегося от расчетного количества вагонеток в составе.

4.2.3.4. Уменьшение потерь электроэнергии в контактной и рельсовой сети

Для чего необходимо

- систематически проверять состояние стыковых контактов в местах присоединения проводов, а также питающих и отсасывающих кабелей, добиваясь улучшения качества соединений (при плохом состоянии стыковых контактов может теряться до 15-20% электроэнергии, потребляемой электровозами);

- уменьшать сопротивление рельсового пути, приваривая на стыках соединительные планки и соединяя между собой все нитки

пути через каждые 50 м перемычками;

- обеспечивать в условиях шахты проводимость стыков, практически равную проводимости рельса, путем применения специальной токопроводящей графитной смазки, которая наряду с предупреждением коррозии и загрязнения увеличивает площадь соприкосновения накладок и рельсов;

- применять торцевую электросварку стыков, позволяющую добиться наименьшего значения сопротивления стыковых соединений, а следовательно, минимальных потерь электроэнергии на стыках;

- применять двустороннюю схему питания контактной сети, что уменьшает потери электроэнергии в сети примерно в 8 раз;

- контролировать состояние контактной сети, заменяя изношенный контактный провод на провод первоначального сечения.

Экономию электроэнергии (кВт.ч) при замене контактного провода малого сечения бо́льшим можно определить по формуле [3]

$$\Delta W = \frac{I^2 L}{57200}\left(\frac{S_1 - S_2}{S_1 \cdot S_2}\right) N t \ , \qquad (4.8)$$

где I - длительный ток нагрузки одного электровоза, А; L - длина заменяемого участка провода, м; S_1 , S_2 - соответственно сечение контактного провода нового и изношенного, мм^2; N - количество электровозов, одновременно работающих на участке электровозной откатки; t - рассматриваемый период времени, ч.

Пример. Определить годовую экономию электроэнергии от замены изношенного контактного провода на провод первоначального сечения при следующих исходных данных: I = 34 А; L = 2000 м; S_1 = 105 мм^2; S_2 = 85 мм^2; N = 6; t = 4500 ч.

После подстановки исходных данных в формулу (4.8) получим

$$\Delta W = \frac{34^2 \cdot 2000\ (105 - 85)}{57200 \cdot 105 \cdot 85} \cdot 6 \cdot 4500 = 2445 \text{ кВт.ч.}$$

4.2.3.5. Уменьшение потерь электроэнергии в батареях при откатке аккумуляторными электровозами

Для чего необходимо

- не допускать снижение плотности электролита ниже допустимого уровня (добавлением концентрированного раствора);

- регулярно чистить и протирать батареи, а также проверять

состояние соединительных муфт, что значительно снизит величину токов утечки и самозаряда;

- периодически менять загрязненный электролит;

- восстанавливать качество длительно бездействующих батарей несколькими перезарядками, т.к. потери электроэнергии в таких батареях могут составлять 15-20%;

- тщательно контролировать процесс заряда батарей, строго соблюдая установленный инструкцией режим заряда (недозаряд батареи или продолжение процесса заряда при полном заряде приводят к дополнительным потерям электроэнергии);

- вести регулярный и точный учет работы батарей (с отметкой в специальном журнале), что позволит следить за правильностью заряда, вовремя замечать неполадки в батарее и исключать необоснованные потери электроэнергии.

4.2.3.6. Внедрение зарядных и преобразовательных агрегатов на силовых полупроводниковых элементах

Замена имеющихся на шахтах электромашинных и ртутных зарядных и преобразовательных агрегатов на современные преобразователи, построенные на силовых полупроводниковых элементах, позволит добиться более высоких энергетических показателей при эксплуатации электровозной откатки.

4.2.3.7. Разработка и внедрение организационно-технических мероприятий и технических новшеств, повышающих экономичность откатки путем

- составления и строгого соблюдения графиков движения поездов и маневровых работ отдельно для каждого участка с учетом их особенностей;

- рационализации схемы путей и расстановки оборудования с целью уменьшения маневровых работ у погрузочных пунктов, соблюдения уклонов равного сопротивления при сооружении путей;

- анализа исполнительных графиков движения с последующим внесением поправок в график движения следующих суток, что будет способствовать упорядочению движения поездов и уменьшению нерационального расхода электроэнергии;

- регулярного и тщательного осмотра всех элементов электровоза при приемке смены и своевременного устранения выявленных

неисправностей;

– внедрения в околоствольном дворе специальных малогабаритных сборочных электровозов, что позволит повысить производительность и упорядочить режим работы магистральных электровозов при снижении общих затрат электроэнергии;

– широкого внедрения на шахтной электровозной откатке телефонизации, высокочастотной связи машинистов электровозов с диспетчерами шахты и СЦБ.

4.2.3.8. Повышение квалификации машинистов электровозов, что позволит

– практически исключить торможение противотоком и включение электродвигателей при заторможенной машине (или осуществление торможения при включенных электродвигателях), т.к. это вызывает усиленный разряд батарей аккумуляторного электровоза или повышает нерациональное потребление электроэнергии контактных электровозов;

– использовать особенности профиля пути для более экономичной работы электровоза (отключать электродвигатели перед уклоном, что позволит пройти уклон без затрат электроэнергии; увеличить скорость поезда перед подъемом, что позволит избежать буксования и т.д.);

– избегать лишних остановок поезда на стрелках, перегонах и других участках сети, т.к. каждая остановка вызывает последующий пуск электродвигателей электровоза, а следовательно, повышенный расход электроэнергии;

– исключать резкие рывки при трогании поезда с места и при сцепке, что наряду с уменьшением срока службы батареи приводит к усиленному её разряду.

4.2.4. Вспомогательные подъемы по наклонным выработкам

Экономичность работы таких подъемов может быть обеспечена за счет следующих мероприятий:

– составления и строгого соблюдения графика работы подъемов;

– поддержания расчетных значений концевой нагрузки (например, увеличением числа вагонеток, их загрузки и т.д.);

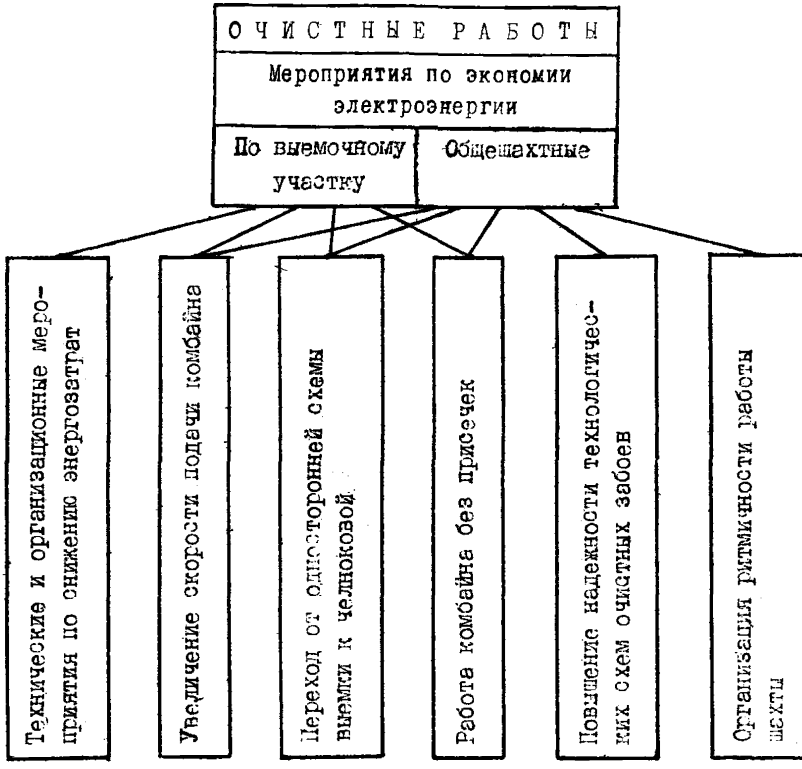
– недопустимости установки взамен износившегося каната бо́льшего сечения;

– уменьшения сопротивления движению вагонеток за счет улуч-

шения состояния рельсового пути, качества смазки подшипников, установки достаточного количества поддерживающих роликов для каната и т.д.

4.3. О Ч И С Т Н Ы Е Р А Б О Т Ы

Основные мероприятия по экономии электрической энергии по выемочным участкам и шахте в целом (общешахтные) за счет снижения нормы электропотребления указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.3.I. В ы е м о ч н ы е у ч а с т к и

4.3.I.I. Т е х н и ч е с к и е и о р г а н и з а ц и о н н ы е м е р о п р и я т и я п о с н и ж е н и ю э н е р г о з а т р а т при выемке и доставке угля в очистном забое

Для снижения энергозатрат на выемку и доставку угля, определяющих прямую экономию электроэнергии в очистном забое,

Соисполнитель подразделов 4.3 и 4.4 Иванова Л.А. (ИГД им. А.А.Скочинского)

необходимо

- своевременно осуществлять замену затупившегося режущего инструмента на исполнительном органе выемочной машины;

- правильно выбирать режим работы выемочной машины, применять очистные комбайны с автоматическими регуляторами нагрузки;

- следить за техническим состоянием выемочных и транспортных машин: не допускать их эксплуатацию при чрезмерном износе отдельных узлов, производить с регламентированной периодичностью соответствующие виды планово-предупредительного технического обслуживания и ремонта оборудования (см.также пп.4.2.I.4 и 4.2.2.3).

4.3.I.2. Увеличение скорости подачи комбайна

Снижение энергозатрат по выемочному участку обеспечивается при полном или частичном снятии ограничений по скорости подачи комбайна (например, технологических - крепление, транспорт, вентиляция; ограничений по тепловой мощности или перегрузочной способности двигателя и др.) и, следовательно, по его производительности.

В этом случае снижение расхода электроэнергии по выемочному участку (кВт.ч) при реализации годовой плановой добычи определяется из выражений:

а) на выемку угля комбайном

$$\Delta W_к = \frac{a_э \Delta V_п T_{м_1} n_L}{V_{п_2}} ; \qquad (4.9)$$

б) на транспортирование угля

- скребковыми конвейерами (забойным конвейером и перегружателем)

$$\Delta W_{к.т.п} = (I,I \div I,3)(C_ц v_ц L_г + C'_ц v'_ц L'_г)\frac{\Delta V_п T_{м_1} n_L}{V_{п_2}} \cdot I0^{-2} , \qquad (4.I0)$$

- ленточным конвейером по участковой транспортной выработке (штреку, уклону, бремсбергу)

$$\Delta W_{к.л} = (I,4 \div I,7) C_л v_л L_к w \frac{\Delta V_п T_{м_1} n_L}{V_{п_2}} \cdot I0^{-2} ; \qquad (4.II)$$

в) всего по выемочному участку

$$\Delta W_{уч} = \Sigma \Delta W_j \ , \qquad (4.I2)$$

где $\Delta V_п = V_{п_2} - V_{п_1}$; $T_{м_1} = K_{м_1} T_{см} n_{см}$; (4.I3)

$a_э$ – параметр энергетической характеристики выемки угля комбайном, кВт; определяется по данным экспериментальных замеров, а также аналитически по методике ОСТ I2.47.00I-73 [I9] или приближенно по методике [20]; $V_{п_1}$, $V_{п_2}$ – средняя скорость подачи комбайна соответственно до и после снятия ограничений по его производительности, м/мин; $K_{м_1} = \frac{Q_{1сут} L_м}{60 m b \gamma V_{п_1} L_л T_{см} n_{см}}$ – сменный коэффициент машинного времени выемочной машины; m – вынимаемая мощность пласта, м; b – ширина захвата исполнительного органа выемочной машины, м; γ – плотность угля в массиве, т/м^3; $L_м$ – машинная длина лавы, м; $L_л$ – полная длина лавы, м; $T_{см}$ – длительность рабочей смены, ч; $n_{см}$ – количество рабочих смен по добыче в сутки; n_L – продолжительность (количество суток) отработки этажа (панели, выемочного поля, столба) с начала планируемого периода по повышению скорости подачи (или других мероприятий по повышению производительности комбайна) в пределах расчетного года;

$$n_L = \begin{cases} n_{сут} - n_0 & \text{при} \quad n_{н_1} \geq n_{сут} - n_0 \\ n_{н_1} & \text{при} \quad n_{н_1} \leq n_{сут} - n_0 \end{cases} , \qquad (4.I4)$$

$n_{сут}$ – количество рабочих дней (суток) в году; n_0 – количество рабочих суток с начала календарного года до начала планируемого периода;

$$n_{н_1} = \frac{m \gamma L_л H}{Q_{1сут}} , \qquad (4.I5)$$

$n_{н_1}$ – суммарная продолжительность (количество суток) отработки этажа (панели, выемочного поля) очистным забоем с суточной нагрузкой (т/сут) $Q_{1\,сут}$ с начала календарного года; H – длина отрабатываемой части этажа (панели, выемочного поля) на начало календарного года, м; $C_ц$, $C'_ц$, $C_л$ – масса I м движущихся частей соответственно забойного конвейера, перегружателя и ленточного конвейера, кг/м (см.табл.4.3 и 4.2); $v_ц$, $v'_ц$, $v_л$ – скорость соответственно цепи забойного конвейера,

перегружателя и ленточного конвейера, м/с; ΔW_j – снижение расхода электроэнергии j -й машиной или установкой, кВт.ч.

Длина конвейера, принимающего груз с выемочных участков $L_к$, определяется из условия годового подвигания линии забоя [2]

$$L_к = L_п \pm \frac{L_{г.п}}{2}, \qquad (4.16)$$

где $L_п$ – длина конвейера на начало планируемого периода, м; $L_{г.п}$ – годовое подвигание линии забоя с начала планируемого периода, м;

$$L_{г.п} = \begin{cases} \dfrac{H(n_{сут}-n_0)}{n_{н_1}} & \text{при} \quad n_{н_1} \geq n_{сут}-n_0 \\ H & \text{при} \quad n_{н_1} \leq n_{сут}-n_0 . \end{cases} \qquad (4.17)$$

При установке в участковой выработке нескольких ленточных конвейеров длиной $L_{кi}$ в формуле (4.16) $L_к = \Sigma L_{кi}$ – суммарная длина конвейерной линии, м. При этом в выражении (4.16) знак плюс ставится при удлинении, а знак минус – при укорачивании конвейера.

П р и м е р 1. Определить снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при реализации плановой годовой добычи за счет увеличения скорости подачи комбайна 2К52 с $V_{п1} = 2{,}0$ до $V_{п2} = 2{,}5$ м/мин. Исходные данные для расчета: суточная добыча $Q_{1сут} = 680$ т/сут, $Q_{2сут} = 850$ т/сут, сменный коэффициент машинного времени $K_{м_1} = 0{,}27$, параметр энергетической характеристики выемки угля комбайном $a_э = 24$ кВт. Система разработки – длинными столбами по простиранию при отработке обратным ходом: длина столба $H = 800$ м, длина лавы $L_л = 150$ м, мощность пласта $m = 1{,}3$ м, угол падения пласта $\beta = 7^0$, плотность угля $\gamma = 1{,}35$ т/м^3. Забойный конвейер СПМ87Д. На конвейерном штреке установлены ленточный конвейер 2Л80 и перегружатель длиной $L'_г = 40$ м. Начало планируемого периода $n_0 = 30$ сут; $n_{сут} = 305$ сут.

Р е ш е н и е.

При $T_{см} = 6$ ч, $n_{см} = 3$ согласно (4.13) находим величины $T_{м_1}$ и $\Delta V_п$, а также значение $L_г$:

$T_{м_1} = 0{,}27 \cdot 6 \cdot 3 = 4{,}86$ ч; $\Delta V_п = 2{,}5-2{,}0 = 0{,}5$ м/мин;

$L_г$ = I50cos 7° = I49 м. Суммарная продолжительность отработки столба на участке согласно выражению (4.I5) при

$$n_{н_1} = \frac{I,3 \cdot I,35 \cdot I50 \cdot 800}{680} = 3I0 > 305 - 30 = 275 \text{ сут.}$$

Т.к. $n_{н_1} > n_{сут} - n_0$, согласно (4.I4) принимаем n_L = 275 сут и по формуле (4.I7) находим

$$L_{г.п} = \frac{800 \cdot (305 - 30)}{3I0} = 7I0 \text{ м.}$$

Расчетная длина ленточного конвейера при $L_п$ = 800 м согласно формуле (4.I6) равна

$$L_к = 800 - \frac{7I0}{2} = 445 \text{ м.}$$

По формулам (4.9) - (4.II) с учетом найденных по табл.4.3 и 4.2 параметров $C_ц = C'_ц$ = 38,6 кГ/м; $υ_ц$ = 0,92 м/с; $υ'_ц$ = = I,I2 м/с; $C_л$ = 37,5 кГ/м; $υ_л$ = 2 м/с определяем возможное снижение расхода электроэнергии

- комбайном 2К52

$$\Delta W_к = \frac{24 \cdot 0,5 \cdot 4,86 \cdot 275}{2,5} = 64I5 \text{ кВт.ч;}$$

- забойным конвейером СПМ87Д и перегружателем

$$\Delta W_{к.с.п} = I,2 \cdot (38,6 \cdot 0,92 \cdot I49 + 38,6 \cdot I,I2 \cdot 40) \frac{0,5 \cdot 4,86 \cdot 275}{2,5} \cdot I0^{-2} =$$

= 22520 кВт.ч;

- ленточным конвейером 2Л80 при $ω$ = 0,05

$$\Delta W_{к.л} = I,5 \cdot 37,5 \cdot 2,0 \cdot 445 \cdot 0,05 \frac{0,5 \cdot 4,86 \cdot 275}{2,5} \cdot I0^{-2} = 6690 \text{ кВт.ч.}$$

Тогда снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при реализации годовой добычи согласно (4.I2) составит

$$\Delta W_{уч} = 64I5 + 22520 + 6690 = 35625 \text{ кВт.ч.}$$

4.3.I.3. П е р е х о д о т о д н о с т о р о н н е й с х е м ы в ы е м к и к ч е л н о к о в о й

Снижение расхода электроэнергии (кВт.ч) по выемочному участку при переходе к челноковой схеме выемки угля комбайном и реализации годовой плановой добычи определяется из выражения

$$\Delta W'_{уч} = \frac{\tau(P_к + \alpha P_{пр}) L_м V_{пр} T_{м1} n_L}{L_A V_{обр}}, \qquad (4.18)$$

включающего в себя следующие составляющие снижения расхода электроэнергии

- по забойному конвейеру и перегружателю

$$\Delta W_{к.с.п} = (1,1 \div 1,3)(C_ц U_ц L_г + C'_ц U'_ц L'_г) \frac{V_{пр} T_{м1} n_L}{V_{обр}} \cdot 10^{-2}, \qquad (4.19)$$

- на транспортирование угля ленточным конвейером по участковой выработке при питании этого конвейера от трансформаторной подстанции (одной или нескольких), обеспечивающей энергоснабжение всего выемочного участка,

$$\Delta W_{к.л} = (1,4 \div 1,7) \cdot C_A U_A L_к U \frac{V_{пр} T_{м1} n_L}{V_{обр}} \cdot 10^{-2}, \qquad (4.20)$$

где τ - коэффициент, учитывающий дополнительное время работы электроприемников, работающих продолжительнее выемочной машины (принимается по рис.4.3)

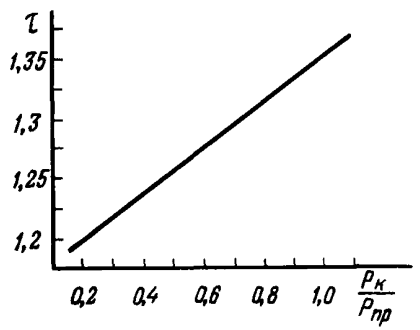


Рис.4.3. График для определения коэффициента τ

$P_к$ - мощность двигателя выемочной машины в расчетном режиме (S1 ; S4 и т.п.), кВт; $P_{пр}$ - суммарная установленная мощность прочих электроприемников участка, кВт; α = 0,4 - для участков, оборудованных комплексами; α = 0,3 - для участков, оборудованных выемочной машиной с индивидуальным креплением; $V_{пр}$, $V_{обр}$ - средняя скорость подачи выемочной машины соответственно прямым и обратным ходом, достигнутая в конкретных условиях (из паспорта работы лавы), м/мин.

При питании ленточного конвейера от отдельной подстанции, не входящей в состав схемы электроснабжения выемочного участка, величина снижения расхода электроэнергии, подсчитанная по формуле (4.I8), складывается с величиной экономии, определяемой по формуле (4.20).

П р и м е р 2. Для условий примера I определить снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при переходе от односторонней схемы выемки комбайном 2К52 в комплексно-механизированном очистном забое (K_{M_1} = 0,27, $Q_{1сут}$ = 680 т/сут) к челноковой, если при этом машинная длина лавы $l_м$ = I43 м; $V_{пр}$ = = 2,5 м/мин; $V_{обр}$ = 5,I м/мин; $P_к$ = II5 кВт; $P_{пр}$ = 300 кВт. Ленточный конвейер получает питание от подстанции, технологически не связанной с электроприемниками выемочного участка.

Р е ш е н и е.

По графику рис.4.3 для $\frac{P_к}{P_{пр}} = \frac{II5}{300} = 0,4$ находим значение коэффициента τ = I,235, а по формуле (4.I8) определяем значение снижения расхода электроэнергии по выемочному участку

$$\Delta W'_{уч} = \frac{I,235(II5+0,4\cdot300)\cdot I43\cdot2,5\cdot4,86\cdot275}{I50\cdot5,I} = I8I265 \text{ кВт.ч},$$

в т.ч. по забойному конвейеру и перегружателю согласно выражению (4.I9)

$$\Delta W_{к.с.п} = I,2(38,6\cdot0,92\cdot I49+38,6\cdot I,I2\cdot40)\frac{2,5\cdot4,86\cdot275}{5,I}\cdot I0^{-2} =$$
$$= 55I95 \text{ кВт.ч}.$$

Снижение расхода электроэнергии на транспортирование угля ленточным конвейером

$$\Delta W_{к.л} = \frac{I,5\cdot37,5\cdot2,0\cdot445\cdot0,05\cdot2,5\cdot4,86\cdot275}{5,I}\cdot I0^{-2} = I6400 \text{ кВт.ч}.$$

Тогда снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при реализации годовой добычи составит

$$\Delta W_{уч} = I8I265 + I6400 = I97665 \text{ кВт.ч}.$$

4.3.I.4. Р а б о т а к о м б а й н а б е з п р и с е ч е к

Сокращение расхода электроэнергии при переходе на схему выемки угля комбайном без присечек боковых (вмещающих) пород и реализации плановой добычи по товарному углю определяется из выражений:

а) на выемку угля комбайном

– при значениях скорости подачи, соответствующих области минимальных энергозатрат

$$\Delta W_K = \left[H_ш(\bar{A}_1) - H_ш(\bar{A}_2)\frac{m_2\gamma_2}{m_1\gamma_1}\right]Q_{1рсут}n_L, \qquad (4.2I)$$

– при значениях скорости подачи, не соответствующих области минимальных энергозатрат

$$\Delta W_K = \frac{Q_{1рсут}n_L}{60\,в}\left(\frac{a_{э1}+b_{э1}V_{п1}}{m_1\gamma_1V_{п1}} - \frac{a_{э2}+b_{э2}V_{п2}}{m_2\gamma_2V_{п2}}\cdot\frac{m_2\gamma_2}{m_1\gamma_1}\right); \qquad (4.22)$$

б) на транспортирование угля

– забойным конвейером и перегружателем

$$\Delta W_{к.с.п} = \left\{(I,I\div I,3)(C_ц v_ц L_г + C'_ц v'_ц L'_г)\frac{\Delta V_п T_{м1}}{V_{п2}} + \right.$$
$$\left. + 0,I7\left[(I\pm 2\,tg\beta)L_г + (I\pm 2\,tg\beta')L'_г\right]\frac{m_п\gamma_п}{m_1\gamma_1}Q_{1рсут}\right\}n_L\cdot I0^{-2}, \qquad (4.23)$$

– ленточным конвейером по участковой транспортной выработке

$$\Delta W_{к.л}\left[(I,4\div I,7)\frac{C_л v_л w\Delta V_п T_{м1}}{V_{п2}} + 0,28(w \pm \sin\beta)\times\right.$$
$$\left.\times\frac{m_п\gamma_п}{m_1\gamma_1}Q_{1рсут}\right]L_к n_L\cdot I0^{-2}, \qquad (4.24)$$

где

$Q_{1рсут}$ – суточная добыча очистного забоя по рядовому углю (горной массе), т/сут; $H_ш(\bar{A}_1)$, $H_ш(\bar{A}_2)$ – удельные энергозатраты выемки угля от сопротивляемости угля пласта резанию $\bar{A}$ комбайном, кВт.ч/т (определяются путем замеров или по графику рис.4.4 [2I]); $\bar{A}_1$, $\bar{A}_2$ – сопротивляемость угля резанию соответственно для пласта с присекаемой породой с сопротивляемостью $\bar{A}_п$ и без нее, кН/м;

$$\bar{A}_1 = \frac{\bar{A}_2m_2 + \bar{A}_п m_п}{m_1}, \qquad \gamma_1 = \frac{\gamma_2 m_2 + \gamma_п m_п}{m_1}; \qquad (4.25)$$

$m_1 = m_2 + m_п$ – суммарная мощность пласта m_2 и присекаемой породы $m_п$, м; γ_2, $\gamma_п$ – плотность соответственно угля в целике и присекаемой породы, т/м^3; $a_{э1}$, $b_{э1}$, $a_{э2}$, $b_{э2}$ – параметры энергетической характеристики выемки угля комбайном соответственно с присечкой боковых пород и без

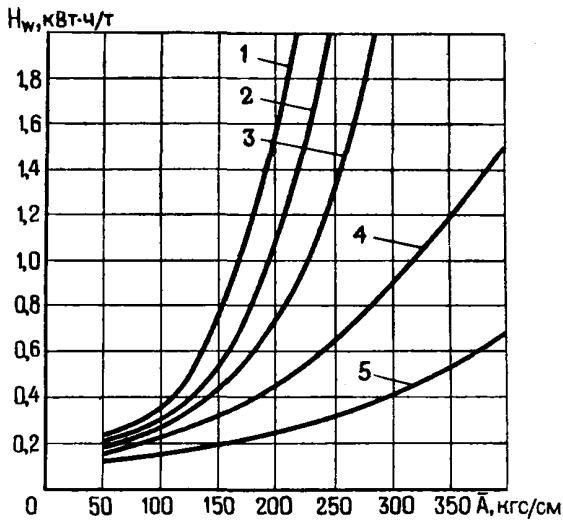


Рис.4.4. Зависимость удельных энергозатрат H_w выемки угля от сопротивляемости угля пласта резанию $\bar{A}$ комбайном:

I - IKIOI; 2 - КШIКГ; 3 - 2К52; 4 - IГШ68; 5 - КШ3М

нее, кВт и кВт.мин/м (определяются по данным экспериментальных замеров, а также по методике ОСТ I2.47.00I-73 [I9] или приближенно по методике [20]); $V_{п_1}$, $V_{п_2}$ - средняя скорость подачи комбайна при выемке угля соответственно с присечкой и без нее, м/мин.

При отсутствии исходных данных для расчетов по формуле (4.22) допускается пользоваться формулой (4.2I). В этом случае расчётная величина $\Delta W_к$ будет несколько занижена.

Формулы (4.2I) - (4.25) пригодны для расчетов экономии электроэнергии как при переходе на выемку угля без присечек тем же комбайном (например, при применении более совершенных типов механизированных крепей), так и при замене в очистном забое комбайна, работающего с присечкой, на другой тип комбайна, осуществляющего выемку угля без нее. В последнем случае в формулах (4.2I) - (4.25) индексы I относятся к характеристикам выемки угля старым типом комбайна, индексы 2 - новым.

При доставке угля по лаве вниз или по конвейерному бремсбергу в скобках формул (4.23) и (4.24) ставится знак минус, при доставке по лаве вверх или по конвейерному уклону - знак плюс.

При $n_{н1} \leqslant n_{сут} - n_0$ формулы (4.9) - (4.24) определяют прямую экономию электроэнергии по выемочному участку.

П р и м е р 3. Определить снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при переходе на схему выемки комбайном ИКI0I без присечек. Исходные данные: система разработки - длинными столбами по восстанию при отработке обратным ходом, длина отрабатываемой части столба H = 700 м, длина лавы $L_л$ = I75 м, мощность пласта m_2 = 0,7 м, мощность присекаемой породы $m_п$ = 0,I м, плотность угля в массиве γ_2 = I,35 т/м^3, породы - $\gamma_п$ = 2,8 т/м^3; сопротивляемость резанию угля $\bar{A}_2$ = I75 кН/м, породы - $\bar{A}_п$ = 350 кН/м. Скорость подачи комбайна ограничена скоростью передвижения машиниста по лаве [6] и в обоих случаях равна $V_{п_1} = V_{п_2}$ = I,7 м/мин. Забойный конвейер типа СП64П2, длина перегружателя-40 м. Установленные на конвейерном уклоне (β = 4°) ленточные конвейеры типа I2I80 имеют длину 400 и 200 м каждый. Добыча по очистному забою рядового угля (горной массы) $Q_{1р.сут}$ = 450 т/сут; $n_{сут}$ = 305 сут; n_0 = 0.

Р е ш е н и е. По формулам (4.25), где $m_1 = 0,7+0,I = 0,8$ м, определяем величины $\bar{A}_1$ и γ_1 :

$$\bar{A}_1 = \frac{I75 \cdot 0,7 + 350 \cdot 0,I}{0,8} \cong 200 \text{ кН/м}; \quad \gamma_1 = \frac{I,35 \cdot 0,7 + 2,8 \cdot 0,I}{0,8} = I,54 \text{ т/м}^3.$$

По графику рис.4.4 для значений $\bar{A}_1 = 200$ кН/м и $\bar{A}_2 = I75$ кН/м находим удельные энергозатраты выемки

$$H_ш(\bar{A}_1) = I,55 \text{ кВт.ч/т} \quad \text{и} \quad H_ш(\bar{A}_2) = I,I \text{ кВт.ч/т}.$$

Суммарная продолжительность отработки столба на участке согласно выражению (4.I5) при $Q_{1р_{сут}} = 450$ т/сут

$$n_{н1} = \frac{0,8 \cdot I,54 \cdot I75 \cdot 700}{450} = 336 > 305 \text{ сут}.$$

Т.к. $n_{н1} > n_{сут} - n_0$, согласно (4.I4) принимаем $n_L = 305$сут и по формуле (4.I7) находим

$$L_{г.п} = \frac{700 \cdot 305}{336} = 635 \text{ м}.$$

Расчетная длина ленточного конвейера при $L_п = 700$ м согласно формуле (4.I6) равна

$$L_к = 700 - \frac{635}{2} = 383 \text{ м}.$$

Горизонтальная длина забойного конвейера $L_г = I75$ м, перегружателя - $L'_г = 40 \cdot \cos 4^0 \cong 40$ м.

Определяем возможное сокращение расхода электроэнергии при переходе на схему выемки без присечек и реализации при этом плановой добычи по товарному углю

- комбайном по упрощенной формуле (4.2I)

$$\Delta W_к = (I,55 - I,I \frac{0,7 \cdot I,35}{0,8 \cdot I,54}) \cdot 450 \cdot 305 = 96930 \text{ кВт.ч};$$

- забойным конвейером и перегружателем при $\Delta V_п = 0$ по формуле (4.23)

$$\Delta W_{к.с.п} = 0,I7 \left[I75 + (I + 2 \operatorname{tg} 4^0)40\right] : \frac{0,I \cdot 2,8 \cdot 450 \cdot 305}{0,8 \cdot I,54} \cdot I0^{-2} =$$

= 11700 кВт.ч;

– ленточными конвейерами по формуле (4.24) при $\Delta V_п = 0$ и установке их в конвейерном уклоне ($\beta = 4^0$)

$$\Delta W_{к.л} = 0,28(0,05+\sin 4^0)\frac{0,1\cdot 2,8\cdot 450\cdot 383\cdot 305}{0,8\cdot 1,54}\cdot 10^{-2} = 4015 \text{ кВт.ч}.$$

Тогда снижение расхода электроэнергии по выемочному участку при реализации годовой добычи составит

$$\Sigma\Delta W_{уч} = 96930 + 11700 + 4015 = 112645 \text{ кВт.ч}.$$

4.3.2. О б щ е ш а х т н ы е м е р о п р и я т и я

При повышении нагрузки на очистные забои и реализации годовой плановой добычи A_1 уменьшение расхода электроэнергии по шахте стационарными установками, формирующими постоянную составляющую электропотребления (кВт.ч), определяется из выражения

$$\Delta W_{п.с} = \psi\left(1-\frac{1}{\alpha_ш}\right)a_{W1}A_{1сут}n_{сут}\ , \qquad (4.26)$$

где ψ – доля постоянной составляющей в общем расходе электроэнергии по шахте; a_{W1} – удельное электропотребление по шахте до внедрения мероприятий по повышению нагрузки на очистные забои, кВт.ч/т; $A_{1сут}$ – суточная добыча шахты до внедрения мероприятий по повышению нагрузки, т; $\alpha_ш$ – коэффициент роста нагрузки на шахту в среднем за год.

Значение $\alpha_ш$ в соответствии с методикой [22] определяется по формуле

$$\alpha_ш = 1 + \frac{K_A}{A_{1сут}}\sum_{i=1}^{n}(\alpha_{л.г\,i}-1)Q_{сут.г\,i}\ , \qquad (4.27)$$

где $\alpha_{л.г\,i}$ – коэффициент роста нагрузки (в среднем за год) i-го очистного забоя; $Q_{сут.г_i}$ – суточная добыча (в среднем за год) i-го очистного забоя до внедрения мероприятий по повышению нагрузки, т; n – количество очистных забоев с нагрузкой $Q_{сут.г\,i}$, повысивших свою нагрузку в $\alpha_{л.г\,i}$ раз; K_A – коэффициент снижения роста нагрузки на шахту в результате ограничений по отдельным технологическим звеньям ($0 \leq K_A \leq 1$). Если шахту лимитирует фронт горных работ, то $K_A = 1$.

Значения $\alpha_{\Lambda.ri}$ и $Q_{сут.ri}$, входящие в выражение (4.27), определяются как

$$\alpha_{\Lambda.r_i}=\begin{cases}\alpha_{\Lambda i} & \text{при} \quad n_{н1}>n_{сут}-n_0;\ n_{н2}\geq n_{сут}-n_0\\ \dfrac{n_{н1}}{n_{сут}-n_0} & \text{при} \quad n_{н1}\geq n_{сут}-n_0;\ n_{н2}\leq n_{сут}-n_0\\ I{,}0 & \text{при} \quad n_{н1}\leq n_{сут}-n_0\end{cases} ; \quad (4.28)$$

$$Q_{сут.r_i}=\frac{n_{сут}-n_0}{n_{сут}}\,Q_{1сут_i} , \quad (4.29)$$

где $n_{н2}=\dfrac{m\gamma L_\Lambda H}{Q_{2сут}}$;

$\alpha_{\Lambda i}$ – коэффициент роста нагрузки на i-й очистной забой;

$n_{н2}$ – суммарная продолжительность (количество суток) отработки этажа (панели, выемочного поля) очистным забоем с суточной нагрузкой $Q_{2сут}$ (т/сут) с начала календарного года.

Рост нагрузки на очистной забой в α_Λ раз обеспечивается повышением средней скорости подачи выемочной машины с $V_{п1}$ до $V_{п2}$ и соответственно средней (минутной) производительности с q_1 до q_2 (например, при повышении энерговооруженности очистного комбайна, снятии технологических ограничений по скорости подачи или работе комбайна без присечек) и определяется из выражения

$$\alpha_\Lambda=\frac{Q_{2сут}}{Q_{1сут}}=K_{м2}q_2/K_{м1}q_1=K_{м2}V_{п2}/K_{м1}V_{п1} , \quad (4.30)$$

где $K_{м1}$, $K_{м2}$ – сменные коэффициенты машинного времени выемочной машины соответственно до и после внедрения мероприятий по повышению нагрузки на очистной забой.

При переходе на челноковую схему выемки при $V_п=const$ или повышении надежности технологической схемы очистного забоя коэффициент роста нагрузки на забой определяется по формуле

$$\alpha_\Lambda=\frac{Q_{2сут}}{Q_{1сут}}=\frac{K_{м2}}{K_{м1}} . \quad (4.3I)$$

При переходе на схему выемки без присечек суммарная производительность отработки этажа (панели, выемочного поля) с начала календарного года $n_{н2}$ находится по формуле

$$r_{H2} = \frac{m_2 \gamma_2 L_\Lambda H}{Q_{2сут}}, \qquad (4.32)$$

где

$$Q_{2сут} = \begin{cases} Q_{1р.сут} \dfrac{m_2 \gamma_2}{m_1 \gamma_1} & \text{при } V_п = \text{const} \\ Q_{1р.сут} \dfrac{m_2 \gamma_2}{m_1 \gamma_1} \cdot \dfrac{K_{м2} V_{п2}}{K_{м1} V_{п1}} & \text{при } V_п = var \end{cases}$$

Значения $K_м$, $V_п$, q_v определяются по соответствующей методике [6].

Эффективность мероприятий по снижению удельного расхода электроэнергии по шахте при повышении надежности технологического процесса в очистном забое пропорциональна доле участия каждого технологического звена (машины и механизмы на участке, транспорт, электрооборудование и кабели, горногеологические и организационно-технические факторы) в увеличении коэффициента машинного времени. Так, при повышении надежности электроснабжения значение α_Λ определяется в соответствии с [22].

Повышение надежности электроснабжения в технологической схеме может быть обеспечено

- применением взамен устаревших типов более надежного электрооборудования и кабелей (ячеек КРУВ-6, подстанций ТСВП, автоматов серии АВ и магнитных пускателей серии ПВИ, коммутационных аппаратов с вакуумными выключателями и контакторами, например, пускателей ПВВ-320, кабелей марки ЭВТ, более совершенных комбайновых электродвигателей и др.);

- применением станций управления вместо набора магнитных пускателей и автоматических выключателей;

- резервированием пускателей и контакторов в станциях управления для основных забойных электроприемников;

- совершенствованием технического обслуживания электрооборудования и обеспеченностью запасными частями в соответствии с действующими нормативными документами [23-26];

- повышением селективности срабатывания защитных устройств от токов к.з. и замыканий на землю, в первую очередь, в подземных распределительных сетях напряжением 6 кВ;

- внедрением схем обособленного питания подземных электроприемников [27], в которых электроустановки и сети напряжением 6 кВ, расположенные в подземных выработках, электрически разделяются от электроустановок и сетей поверхности и тем са-

мым снижается вероятность аварийных отключений электроэнергии и связанных с ними простоев технологических звеньев шахты.

Величина общего снижения электропотребления по шахте при реализации годовой плановой добычи определяется суммированием величин экономии электроэнергии по каждому i -му выемочному участку при выполнении мероприятий по пп.4.3.I.2-4.3.I.4, а также по шахтным установкам, формирующим постоянную составляющую электропотребления, согласно выражению

$$\Sigma \Delta W = \Sigma \Delta W_{уч_i} + \Delta W_{п.с} .$$

П р и м е р 4. Определить возможное снижение расхода электроэнергии по шахте при

- увеличении в одном очистном забое скорости подачи комбайна согласно исходным данным примера I;
- переходе в одном очистном забое на схему выемки без присечек согласно исходным данным примера 3;
- увеличении с начала календарного года ($n_0 = 0$) нагрузки двух очистных забоев при $Q_{1сут_{3-4}} = 825$ т/сут за счет повышения надежности технологической схемы на 5% ($\alpha_{л3-4} = I,05$).

Исходные данные для расчета: плановая суточная добыча шахты $A_{1сут} = 3000$ т/сут; $a_{W_1} = 40$ кВт.ч/т; $\psi = 0,5$; $K_A = I,0$; $n_{сут} = 305$ сут.

Р е ш е н и е. Для первого очистного забоя при $Q_{1сут_1} = 680$ т/сут; $Q_{2сут_1} = 850$ т/сут; $n_{н1} = 3I0$ сут; $n_0 = 30$ сут по формулам (4.3I), (4.29) и (4.32) определяем

$$\alpha_{л_1} = \frac{850}{680} = I,25; \quad Q_{сут.г_1} = \frac{305 - 30}{3I0}\, 680 = 605 \text{ т/сут};$$

$$n_{н2} = \frac{I,3 \cdot I,35 \cdot I50 \cdot 800}{850} = 248 \text{ сут.}$$

При $n_{н1} > n_{сут} - n_0$, т.е. $3I0 > 305 - 30 = 275$ и $n_{н2} < n_{сут} - n_0$, т.е. $248 < 275$, по формуле (4.28) определяем

$$\alpha_{л.г_1} = \frac{3I0}{305 - 30} = I,I3 .$$

Т.к. во втором забое по условию $V_п = const$, то согласно выражению (4.30) $\alpha_{л2} = I,0$; $\alpha_{л.г_2} = I,0$.

Для третьего-четвертого забоев при $n_0 = 0$; $Q_{сут.т_{3-4}} = 825$т/сут. По формуле (4.27) определяем значение параметра $\alpha_ш$

$$\alpha_ш = 1 + \frac{1,0}{3000} \cdot \left[(1,13-1)605 + 2(1,05-1)825\right] = 1,0535 .$$

Возможное снижение расхода электроэнергии установками, формирующими постоянную составляющую электропотребления по шахте, при реализации годовой плановой добычи находим согласно выражению (4.26)

$$\Delta W_{п.с} = 0,5(1-1/1,0535)40 \cdot 3000 \cdot 305 = 929330 \text{ кВт.ч} .$$

Всего по шахте, включая величины $\Delta W_{уч\,i}$ из примеров 1 и 3, снижение расхода электроэнергии составит

$$\Sigma\Delta W = 33625 + 112645 + 929330 = 1075600 \text{ кВт.ч}.$$

При снижении неритмичности работы шахты или организации ритмичности ее работы в течение года, при которой используются резервы увеличения добычи угля, связанные с неравномерностью использования потенциальных возможностей предприятия [28], уменьшение расхода электроэнергии установками, формирующими постоянную составляющую электропотребления (кВт.ч), при реализации годовой плановой добычи A_1 (т) определяется аналогично выражению (4.26) по формуле

$$\Delta W_{п.с} = \psi\left(1 - \frac{1}{\alpha_{ш.р}}\right) a_{w_1} A_1 ,$$

где $\alpha_{ш.р}$ – коэффициент роста нагрузки на шахту за счет улучшения организации работ, при снижении степени неритмичности работы шахты определяется по формуле

$$\alpha_{ш.р} = \frac{50 + y'_1(n-1) + y'_2(n-2) + \ldots + y'_{n-1}}{50 + y_1(n-1) + y_2(n-2) + \ldots + y_{n-1}} ,$$

в частном случае при ритмичной в течение года работе

$$\alpha_{ш.р} = 50n\left[50 + y_1(n-1) + y_2(n-2) + \ldots + y_{n-1}\right]^{-1} , \qquad (4.33)$$

где $1,2,3,\ldots,n$ – индекс соответствующего периода времени (например, декады, месяца, квартала); y_1 , y_2 , $\ldots, y_{n-1}$ – объемы угледобычи в принятом периоде времени до уменьшения степени неритмичности работы шахты (или организации ритмичности работы), соответствующие ранжированному ряду, в % относительно годовой добычи; y'_1 , y'_2 , $\ldots, y'_{n-1}$ – то же после

уменьшения степени неритмичности работы шахты.

Пример. Определить возможное снижение расхода электроэнергии при реализации годовой плановой добычи по шахте и организации ритмичности работы предприятия. Исходные данные: $\psi = 0,5$; $a_{w1} = 40$ кВт.ч/т; $A_1 = 9I5$ тыс.т. Месячные объемы угледобычи ($n = I2$) приведены в таблице:

Месячные объемы угледобычи, %											
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
8,0	8,I	9,0	7,I	8,I	8,6	7,6	8,4	9,I	8,2	8,5	9,3

Решение. Преобразуем динамический ряд объема производства в восходящий ранжированный ряд, при котором месяцы располагаются не в хронологическом порядке:

Ранжированный ряд месячных объемов угледобычи, y_i, %												
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	Итого
7,I	7,6	8,0	8,I	8,I	8,2	8,4	8,5	8,6	9,0	9,I	9,3	I00

По формуле (4.33) находим коэффициент роста нагрузки на шахту при организации ритмичности работы

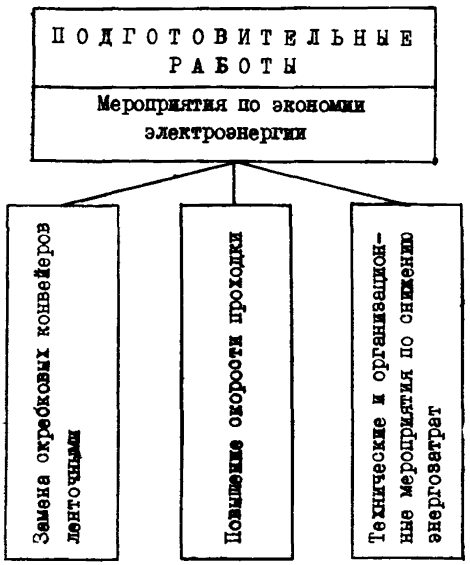
$$\alpha_{ш.р} = 50 \cdot I2(50+7,I \cdot II+7,6 \cdot I0+8,0 \cdot 9+8,I \cdot 8+8,I \cdot 7+8,2 \cdot 6 + +8,4 \cdot 5+8,6 \cdot 3+9,0 \cdot 2+9,I)^{-I} = I,042 .$$

Значение снижения расхода электроэнергии установками, формирующими постоянную составляющую электропотребления по шахте при реализации годовой плановой добычи, определяется как

$$\Delta W_{п.с} = 0,5 \ (I - I/I,042) \ 40 \cdot 9I5 = 74I000 \ кВт.ч .$$

4.4. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при ведении подготовительных работ указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.4.I. Замена скребковых конвейеров ленточными

Экономия электроэнергии при реализации этого мероприятия определяется по формуле

$$\Delta W = L_к\left\{\left(C_ц U_ц \cos\beta - I,3 C_л U_л \omega\right) t_р + \right.$$
$$\left. + Q_р\left[0,34\left(I \pm 2 tg\,\beta\right) - 0,28\left(\omega \pm \sin\beta\right)\right]\right\} \cdot I0^{-2} \quad , \qquad (4.34)$$

Обозначения входящих в выражение (4.34) параметров см. в п.4.3.I.2.

4.4.2. Повышение скорости проходки

Экономия электроэнергии (кВт.ч) при повышении скорости проходки за счет увеличения машинного времени работы оборудования (повышение надежности технологической схемы, лучшая организация труда и т.д.) определяется по формуле

$$\Delta W = \Sigma \omega_{i\,вмп} \cdot \Delta t_{ji} \quad , \qquad (4.35)$$

где $\omega_{i\,вмп}$ – суточное потребление электроэнергии i –м ВМП, кВт.ч/сут; Δt_{ji} – сокращение времени проведения j –й подготови-

тельной выработки, обусловившее уменьшение продолжительности работы i-го ВМП, сут

$$\Delta t_j = \frac{n_{сут}}{I2} L_j \frac{\Delta V_{пр}}{V_{пр_1} V_{пр_2}} = \frac{n_{сут}}{I2} L_j \frac{K-I}{K V_{пр_1}}, \qquad (4.36)$$

$n_{сут}$ – количество рабочих (по проходке) дней (суток) в году, сут; L_j – длина j-й выработки, м;

$$\Delta V_{пр} = V_{пр_2} - V_{пр_1}; \quad K = V_{пр_2} / V_{пр_1};$$

$V_{пр_1}$; $V_{пр_2}$ – скорость проходки соответственно до и после внедрения мероприятий по повышению темпов проведения подготовительной выработки, м/мес.

П р и м е р . Определить ожидаемую экономию электроэнергии при увеличении на 5% (K = I,05) скорости проведения подготовительных выработок в технологической схеме № I [6]. Схема вентиляционных соединений участка приведена на рис.4.5, календарный график подготовки до повышения скорости проходки и длина выработок представлены в таблице:

Вид выработки и её длина	Скорость проходки, м/мес	Затраты времени на проходку, мес	Затраты времени на подготовку, мес					
			I	2	3	4	5	6 5,5
Конвейерный уклон, I200 м	220	5,5						
Главный полевой штрек, I50м	I25	I,2						
Вентиляционный квершлаг, 50 м	II0	0,5						
Просек, I50 м	I50	I,0						

Суточное потребление электроэнергии вентиляторами: IВМП – I700 кВт.ч, 2ВМП – I50 кВт.ч и 3ВМП – 200 кВт.ч. Число рабочих дней в году – 305.

Р е ш е н и е . По формуле (4.36) определяем сокращение времени проведения выработок

– конвейерного уклона

$$\Delta t_1 = \frac{305}{I2} \cdot I200 \frac{I,05 - I}{I,05 \cdot 220} = 6,6 \text{ сут} ;$$

– просека

$$\Delta t_4 = \frac{305}{12} \cdot 150 \frac{1,05 - 1}{1,05 \cdot 150} = 1,21 \text{ сут} .$$

Уменьшение времени работы вентилятора 1ВМП при сокращении времени проведения конвейерного уклона $\Delta t_{11} = 6,6$ сут; вентиляторов 2ВМП и 3ВМП - $\Delta t_{42} = \Delta t_{43} = 1,21$ сут.

Ожидаемая экономия электроэнергии, согласно выражению (4.35), составит

$$\Delta W = 1700 \cdot 6,6 + 150 \cdot 1,21 + 200 \cdot 1,21 = 11650 \text{ кВт.ч}.$$

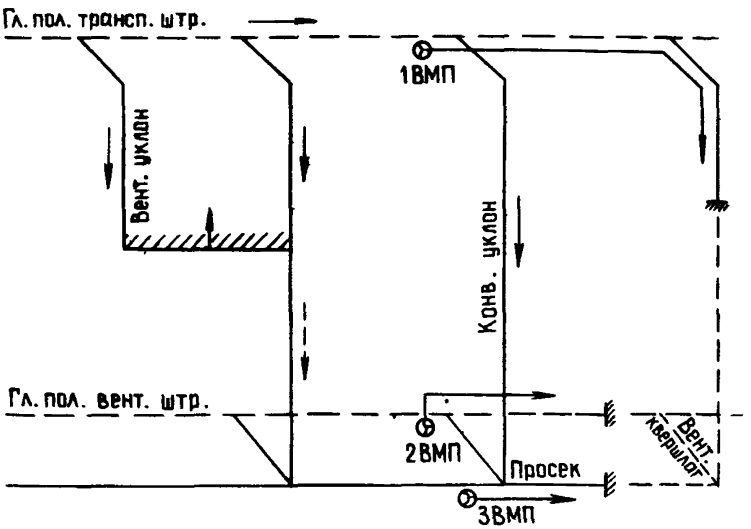


Рис.4.5. Схема вентиляционных соединений участка

4.4.3. Технические и организационные мероприятия по снижению энергозатрат при проведении подготовительных выработок

К таким мероприятиям относятся

- применение при проходке скребковых конвейеров облегченных конструкций с меньшей энерговооруженностью (с учетом малой загрузки конвейеров при проведении подготовительных выработок по сравнению с конвейерами, транспортирующими груз из очистных

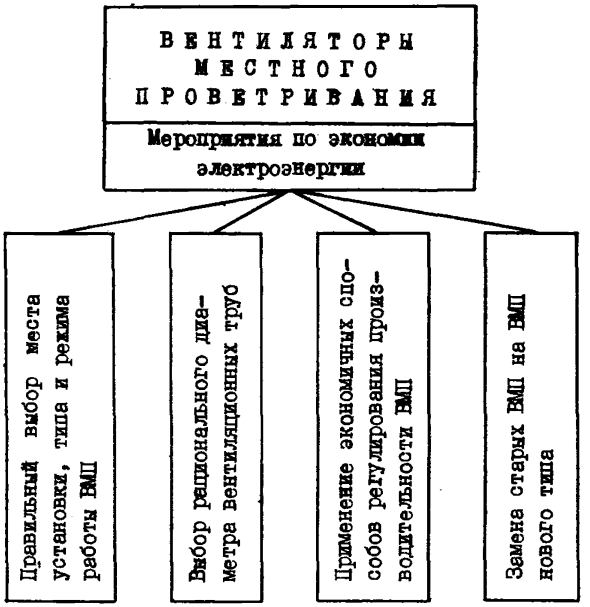
забоев);

- применение новых конструкций двухбарабанных исполнительных органов для проходческих комбайнов тяжелого типа;

- применение установок для бурения шпуров вращательно-ударного действия с электроприводом вместо пневматических бурильных машин.

4.5. В Е Н Т И Л Я Т О Р Ы М Е С Т Н О Г О П Р О В Е Т Р И В А Н И Я

Основные мероприятия по экономии электрической энергии при работе вентиляторов местного проветривания (ВМП) указаны в приведенной ниже структурной схеме



4.5.I. П р а в и л ь н ы й в ы б о р м е с т а у с т а н о в к и, т и п а и р е ж и м а р а б о т ы В М П

При сложной сети подготовительных выработок часть забоев либо вообще невозможно проветривать за счет общешахтной струи, либо такое проветривание вызывает значительное увеличение деп-

рессии шахты. Применение в этих случаях для проветривания забоя вместо общешахтной струи воздуха струю, нагнетаемую вентилятором местного проветривания (ВМП), позволит получить экономию электроэнергии (кВт.ч), ориентировочный размер которой подсчитывается по формуле

$$\Delta W = \left(\frac{\Delta H_{г.в} \cdot Q_{г.в}}{1000 \cdot \eta_{г.в} \cdot \eta_{д_1} \cdot \eta_{с_1} \cdot \eta_{м_1}} - \frac{H_{вмп} \cdot Q_{вмп}}{1000 \cdot \eta_{вмп} \cdot \eta_{д_2} \cdot \eta_{с_2}} \right) \cdot t_{вмп}, \quad (4.37)$$

где $\Delta H_{г.в}$, $Q_{г.в}$, $\eta_{г.в}$ – соответственно прирост напора (Па), подача ($м^3/с$) и к.п.д. вентилятора главного проветривания; $H_{вмп}$, $Q_{вмп}$, $\eta_{вмп}$ – соответственно напор (Па), подача ($м^3/с$) и к.п.д. ВМП; $t_{вмп}$ – время работы ВМП, ч.

Окончательный выбор места установки, типа и режима работы ВМП определяется требованиями к проветриванию подготовительных выработок и Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах.

Пример. Вентилятор главного проветривания подает в шахту $Q_{г.в} = 140$ $м^3/с$ свежего воздуха при $\eta_{г.в} = 0,7$. Для подготовки нового горизонта проходят откаточный штрек, на проветривание которого приходится в среднем 200 Па общей депрессии шахты, т.е. $\Delta H_{г.в} = 200$ Па.

Определить расчетную годовую экономию электроэнергии, если проветривать забой при проведении откаточного штрека ВМП типа ВМ-6, среднегодовой режим работы которого характеризуется следующими величинами: $H_{вмп} = 2900$ Па; $Q_{вмп} = 5$ $м^3/с$; $\eta_{вмп} = 0,75$. Остальные исходные данные: $\eta_{д_1} = 0,86$; $\eta_{с_1} = 0,95$; $\eta_{д_2} = 0,8$; $\eta_{с_2} = 0,9$; $t_{вмп} = 8760$ ч.

Решение.

Величина годовой экономии электроэнергии, подсчитанная по формуле (4.37), будет равна

$$\Delta W = \left(\frac{200 \cdot 140}{1000 \cdot 0,7 \cdot 0,86 \cdot 0,95} - \frac{2900 \cdot 5}{1000 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 0,9} \right) \cdot 8760 =$$

$$= 193680 \text{ кВт.ч}.$$

4.5.2. Выбор рационального диаметра вентиляционных труб

Необходимо, чтобы величина депрессии для преодоления сопротивления воздухопроводной сети не превышала 1400-1900 Па,

т.к. с ростом давления воздуха в вентиляционных трубах увеличиваются утечки. Такие замеры следует выполнять при проведении депрессионной съемки.

4.5.3. Применение экономичных способов регулирования производительности ВМП

Для обособленных подготовительных забоев в ряде случаев не требуется такая производительность, на которую рассчитаны современные ВМП. При встроенном электродвигателе и литом рабочем колесе регулировать производительность таких вентиляторов можно только изменением характеристики внешней сети [3]. Искусственное дросселирование всаса вентилятора снижает его производительность, но при этом неизбежны потери электроэнергии на преодоление дополнительных сопротивлений. Наиболее экономично уменьшать количество воздуха, подаваемого в трубопровод, создавая утечки на нагнетательной стороне вентилятора. Осуществить такое регулирование можно установкой между ВМП и вентиляционными трубами патрубка с окном, перекрываемым заслонкой. При этом часть воздуха поступает по трубам в забой, а другая сбрасывается тут же у вентилятора.

4.5.4. Замена старых ВМП на ВМП нового типа

Замена старых ВМП с низким к.п.д. на ВМП нового типа (например, ВМ-5, ВМ-6 и др.), имеющие более высокий к.п.д., позволит получить экономию электроэнергии (кВт.ч), определяемую выражением

$$\Delta W = \frac{(H_{вмп_1} \cdot Q_{вмп_1} \cdot \eta_{вмп_2} - H_{вмп_2} \cdot Q_{вмп_2} \cdot \eta_{вмп_1}) \cdot t_{вмп}}{1000 \cdot \eta_{вмп_1} \cdot \eta_{вмп_2} \cdot \eta_э \cdot \eta_с}, \quad (4.38)$$

где $H_{вмп_1}$, $Q_{вмп_1}$, $\eta_{вмп_1}$ – параметры заменяемого ВМП; $H_{вмп_2}$, $Q_{вмп_2}$, $\eta_{вмп_2}$ – параметры намечаемого к установке нового ВМП.

Пример. Забой штрека проветривается двумя ВМП типа "Проходка 500-2м", имеющими следующие параметры: $H_{вмп_1}$ =I470 Па, $Q_{вмп_1}$ = 3 м^3/с; $\eta_{вмп_1}$ = 0,72. Определить годовую экономию электроэнергии, если вместо указанных вентиляторов будет установлен ВМП типа ВМ-6 со следующими параметрами: $H_{вмп_2}$ =2900 Па, $Q_{вмп}$ = 5 м^3/с, $\eta_{вмп_2}$ = 0,75; $\eta_э$ = 0,8; $\eta_с$ = 0,9; $t_{вмп}$ = 8760 ч.

Решение.

После подстановки исходных данных в выражение (4.38) полу-

чим ожидаемую годовую экономию электроэнергии, равную

$$\Delta W = \frac{(2 \cdot 1470 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 0{,}75 - 2900 \cdot 5 \cdot 0{,}72) \cdot 8760}{1000 \cdot 0{,}72 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}9} = 62860 \text{ кВт.ч.}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ

Основные сведения о пневмопотребителях шахт

Наименование пневмопотребителей	Тип	Номинальный расход сжатого воздуха q, м³/мин	$K_в$	$K_з$	$K'_{из}$	K_q	K_Σ	Литература
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Комбайны	Комсомолец	48	0,6	0,75	I,2	I,0	0,54	Справочник "Машины и оборудование для угольных шахт". М., Недра, I974
	КТ	48	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
	Темп-I	48	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
	Поиск	48	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
	Украина	30	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
	УКР-Iк	30	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	Малыш	30	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	ККП-2м	26	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Агрегат для очистных работ	АНЩ	2x48	0,6	I,0	I,I5	I,0	0,69	-"-
	АЩ	2x48	0,6	I,0	I,I5	I,0	0,69	-"-
Комбайн	А-70	48	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Машины и установки для бурения шпуров	БУ-I	I0	0,6	I,0	I,I5	I,0	0,69	-"-
	БУР-2	34	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Горные сверла	СР-3	I,0	0,65	I,0	I,I5	0,9	0,67	-"-
	СР-3м	I,0	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Горные сверла	СР-3Б	1,0	0,65	1,0	1,15	0,9	0,67	-"-
	СПР-11	1,0	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Перфораторы ручные	ПР-34	2,0	0,65	1,0	1,15	0,9	0,67	-"-
	ПР-27	1,3	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	ПР-30	2,5	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	ПР-20Л	2,8	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Легкий буросбоечный станок	ЛБС-4	10	0,5	1,0	1,15	1,0	0,57	-"-
Буровой станок	БВУ	5	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Буровая машина	Стрела-68	44	0,5	1,0	1,15	1,0	0,57	-"-
Оборудование бесштангового бурения	ОБШ-2	16	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Буровая вращательно-ударная установка	СБУ-2	10	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Сбоечная буровая машина	СБМ-3у	16	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Погрузочные машины	ПШН-1с	22	0,4	0,25	1,15	0,9	0,10	-"-
	ПМЛ-5	48	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
Пневмопогрузчик	КС-3	2	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
Гировозы	ГР-4	30	0,25	1,0	1,2	1,0	0,30	

I	2	3	4	5	6	7	8	9
Вентиляторы местного проветривания	ВМП-3	2,8	I,0	0,7	I,0	I,I	0,77	-"-
	ВМП-4	4,65	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	ВМП-5	5	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-
	ВМП-6М	I0-I5-20	I,0	0,7	I,0	I,I	0,77	Вентиляторы местного проветрив. типа ВМП. Паспорт I974 г.
	ВМК-200	0,9I	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	Вентилятор пневматический ВМК-200. Паспорт
Отбойные молотки	МО-7	I,I	0,4	I,0	I,I5	0,9	0,4I	Молотки отбойные пневматич. МО-5, МО-6П, МО-7П. Руководство по эксплуатации
Насосы: забойный турбонасос	Н-IМ	6	-	-	-	-	0,30	Забойный турбонасос Н-IМ. Паспорт
заиловочный насос	ПП-I	5	-	-	-	-	0,I2	
участковый насос	ЦНС-38	22	-	-	-	-	0,30	
Высоконапорный насос	НВУ-I	20,8	-	-	-	-	0,I2	
-"-	НВУ-30	20,8	-	-	-	-	-"-	
Участковый насос	IВ-20/I0	I4	-	-	-	-	-"-	
	ВНМ-I8	I4	-	-	-	-	-"-	

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Лебедки маневровые	ЛВП-13 ЛБГ-8	8	0,05	0,8	1,2	1,0	0,05	
-"-	ЛВД-34	16	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
-"-	ЛВД-24	13	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
Лебедка комбайновая	ЛГКН	16	0,6	0,5	1,2	1,0	0,36	
Лебедки маневровые	ЛВД-2	7,5	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
-"-	ЛВП-14	18(20)	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	
-"-	ЛМП-14	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	-"-	

С П И С О К Л И Т Е Р А Т У Р Ы

I. РТМ I2.25.0I0-8I. Указания по регулированию режимов электропотребления на предприятиях угольной промышленности. – М.: Минуглепром СССР, I98I.

2. Нормирование топливно-энергетических ресурсов и регулирование режимов электропотребления (сборник инструкций). Под ред. В.В.Дегтярева. – М.: Недра, I983.

3. А л я б ь е в Н.М., Е ф р е м о в В.К. Экономия электроэнергии на угольной шахте. – М.: Недра, I970.

4. К о п ы т о в Ю. В., Ч у л а н о в Б.А. Экономия электроэнергии в промышленности (справочник). – М.: Энергоатомиздат, I982.

5. СТП I2.240-006-82. Стандарт предприятия. Экономия электроэнергии. Мероприятия по экономному расходованию электроэнергии на строящихся объектах РО "Укршахтострой". – Донецк, I982.

6. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч. I,II. – М.: ИГД им.А.А.Скочинского,I979.

7. М а й м и н С.Р., К у т о в о й Л.Н., Т е с л е н к о В.И. Рациональная компенсация реактивной мощности в электрической сети шахт. – М.: Недра, I968.

8. Указания по компенсации реактивной мощности в распределительных сетях. – М.: Энергия, I974.

9. Г о й х м а н В.М. Рациональная компенсация реактивной мощности в шахтных распределительных сетях. – В кн.:Науч.сообщ. Вопросы электрификации предприятий угольной промышленности. – М.: ИГД им.А.А.Скочинского, I98I, вып.203.

I0. И л ь я ш о в В.П. Конденсаторные установки промышленных предприятий. – М.: Энергоатомиздат, I983.

II. Справочник по электроснабжению угольных шахт. Под ред. В.П.Морозова. – М.: Недра, I975.

I2. Методика определения экономической эффективности использования в угольной промышленности новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. – М.: ЦНИЭИуголь,I979.

I3. Г л у ш к о в В.М., Г р и б и н В.П. Экономия электроэнергии в осветительных установках. – М.: Энергия, I972.

I4. Справочная книга по светотехнике. – М.: Энергоатомиздат, I983.

15. ГОСТ 1282-79 (СТ СЭВ 294-76). Конденсаторы для повышения коэффициента мощности электроустановок переменного тока частоты 50 и 60 Гц. Технические условия. - М.: Издательство стандартов, 1980.

16. Розенштейн И.Е., Литинский М.А. Выбор оптимального диаметра всасывающей трубы поршневого компрессора при динамическом наддуве. - Промышленная энергетика, 1982, № 6.

17. Временная инструкция по определению расчетных расходов сжатого воздуха для угольных шахт. - Донецк: ВНИИГМ им. М.М. Федорова, 1967.

18. Максимов А.А. Экономия электрической и тепловой энергии на промышленных предприятиях. - М.: Энергия, 1968.

19. ОСТ 12.47.001-73. Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика. - М.: Минуглепром СССР, 1973.

20. Хорин В.Н., Верклов Б.А., Ирклиевский В.Д. Определение производительности внемоточных машин. - М.: Недра, 1977.

21. Комплексная механизация и автоматизация очистных работ в угольных шахтах. Под общей ред. Б.Ф. Братченко. - М.: Недра, 1977.

22. РТМ 12.25.005-80. Шахтные системы электроснабжения. Расчет экономической эффективности повышения надежности электроснабжения очистных, транспортных и технологических звеньев. Методика. - М.: Минуглепром СССР, 1980.

23. Положение о планово-предупредительной системе технического обслуживания и ремонта оборудования угольных и сланцевых шахт Министерства угольной промышленности СССР. - М.: ИГД им.А.А.Скочинского, 1981.

24. РТМ 12.25.001-77. Планирование технического обслуживания электрооборудования комплексно-механизированных угольных лав. - М.: Минуглепром СССР, 1977.

25. Дополнение к РТМ 12.25.001-77. Планирование технического обслуживания электрооборудования комплексно-механизированных угольных лав (для шахт Карагандинского бассейна).-М.: Минуглепром СССР, 1977.

26. Альбом технологических карт по техническому обслуживанию и текущему ремонту основного рудничного силового электрооборудования. – М.: ИГД им.А.А.Скочинского, I984.

27. РТМ I2.25.002-78. Проектирование систем электроснабжения угольных шахт с обособленным питанием подземных электроприемников. – М.: Минуглепром СССР, I978.

28. Лобунец В.И., Вичурин Х.Ю. Анализ ритмичности работы шахт. – Экономика и управление угольной промышленностью. Науч.-техн. реф. сб. ЦНИЭИуголь, I979, № I0.

29. Правила эксплуатации подземных ленточных и пластинчатых конвейеров на угольных и сланцевых шахтах. – М.: ИГД им.А.А. Скочинского, I980.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ЭКОНОМИИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ 2

2. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ В СИСТЕМЕ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ 7

2.I. Воздушные и кабельные линии 7
2.2. Трансформаторы I0
2.3. Электродвигатели I6
2.4. Осветительные установки 24
2.5. Компенсирующие устройства 32

3. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ РАБОТЕ УСТАНОВОК НА ПОВЕРХНОСТИ ШАХТЫ 47

3.I. Главные вентиляторные установки 47
3.2. Компрессорные установки 59
3.3. Подъемные установки 79
3.4. Дегазационные установки 83

4. ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ РАБОТЕ УСТАНОВОК В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ ШАХТ 85

4.I. Водоотливные установки 85
4.2. Подземный транспорт 92
4.2.I. Ленточные и пластинчатые конвейеры..... 92
4.2.2. Скребковые конвейеры 97
4.2.3. Электровозная откатка I00
4.2.4. Вспомогательные подъемы по наклонным выработкам I04
4.3. Очистные работы I05
4.3.I. Выемочные участки I05
4.3.2. Общешахтные мероприятия II6
4.4. Подготовительные работы I2I
4.5. Вентиляторы местного проветривания I25

Приложение I29

Список литературы I33

ОТРАСЛЕВОЙ СТАНДАРТ

ЭКОНОМИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ
НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

ОСТ 12.25.011-84

Подписано к печати 4.12.84.
Формат 62,5х84 1/16. Бум. для множ. аппаратов.
Печать офсетная.
Уч.-изд. л. 8,5. Тираж 2000 экз.
Изд. № 9161. Тип. зак. 2421.
Цена 87 коп.
Институт горного дела им.А.А.Скочинского,
140004, г. Люберцы Моск. обл.
Типография Минуглепрома СССР,
140004, г. Люберцы Моск. обл.

gost.e-ecolog.ru