

Выявление резервов снижения трудоемкости горных работ на очистных и подготовительных забоях угольных шахт

Косдаулетова Р.Е.

Казахская инженерно-техническая академия, Астана

Көмір шахталарының өндірістік қызметі негізгі забойлардағы желілерді пайдалану деңгейіне байланысты болатыны айтылған. Шахталардың негізгі забойларының жұмыс көрсеткіштеріне өндіріс жүйесі, көмір алу тәсілі, лава ұзындығы секілді факторлар барынша көп әсер ететін факторлар болып табылатындығы көрсетілген. Негізгі забойлардан көмір өндіру серпініне ықпал етуші аса маңызды факторлар әсерін бағалау үшін индекс тәсілін пайдалану қажеттігі дәлелденген. Әрбір фактордың ықпалын зерттеумен қатар олардың көмір өндіру көлемі серпініне өз ара әсерін де сандық тұрғыдан бағалау қажеттігі дәлелденген. Ұсынылған әдістеменің, «АрселорМиттал Теміртау» АҚ көмір департаментінің Ленин атындағы шахтасының деректері бойынша, тәжірибеден өту нәтижелері талданған. Көмір өндірісінің еңбек сыйымдылығының Қарағанды бассейні шахталарының екі тобының негізгі забойларының жұмыс көрсеткіштеріне тәуелділігінің нәтижелері көрсетілген. Көмір өндіру кәсіпорындарының даярлау забойларындағы көлбеу бағытта көмір өндірісі жұмыстарын жүргізудің еңбек шығындарының экономикалық-математикалық модельдерін жасау маңыздылығы көрсетілген.

It is emphasized that results of a production activity of coal mines are defined by efficiency of use of the line of clearing faces. It is noted that from technical technology factors the greatest influence on indicators of work of ochitsny faces of mines is rendered by development system, a way of working off and length of a lava. It is proved that for an assessment of influence of the major factors on dynamics of volume of coal mining from clearing faces it is expedient to use an index method. Is shown that along with studying of influence of each factor it is necessary to estimate quantitatively influence of their interaction on dynamics of volume of coal mining. Results of a parobatsiya of a predlpgpemy technique according to mine of a name of Lenin of coal department JSC «ArselorMittal Temirtau» are analyzed. Results of the revealed correlation dependences of labor input of coal mining from factor of work of clearing faces on two groups of mines of the Karaganda pool are yielded. Importance of development of economic-mathematical model of labor expenses for carrying out inclined development on preparatory faces of the coal enterprises locates.

Результаты производственной деятельности угольных шахт прежде всего определяются эффективностью использования линии очистных забоев. Плановые и фактические показатели наличия и использования очистной линии исчисляются за месяц и в среднем за период (квартал, год), как по отдельным действующим очистным забоям, так и в целом по шахте. К числу таких обобщающих показателей относятся: число забоев; длина и подвигание линии очистного забоя; производительность 1 м² пластов и нагрузка на очистной забой.

При этом производственная мощность очистных работ, которая на угольных шахтах определяется суточной или сменной добычей угля из одного забоя (лавы) и количеством одновременного их действия, кладется в основу производственной программы шахты. Суточная или сменная добыча угля из одного очистного забоя в угольной промышленности есть нагрузка на забой. Она зависит от многих факторов, которые по общепринятой классификации в горной промышленности объединены в несколько групп: горно-геологические (природные), технико-технологические и организационные [1–3].

Многообразие факторов обуславливает большие колебания в нагрузке на лаву. Так, в Карагандинском бассейне различия в нагрузке на забой по угольным районам и участкам — результат отклонений в горно-геологических условиях. Известно, что на Промышленном участке они наиболее благоприятны: пласты относительно выдержаны по мощности, меньше взбросов, сбросов и других геологических нарушений, более устойчивая кровля и т.п. К горно-геологическим, или природным, условиям относятся также мощность пластов и угол их падения. В настоящее время они определяют способы и схему механизации выемки угольных пластов и влияют на нагрузку.

В условиях Карагандинского бассейна при одном и том же угле падения нагрузка с увеличением мощности пласта возрастает, максимальная наблюдается в лавах с мощностью пластов 2,51–3,50 м. Исключение составляют очистные забои, работающие на пластах под углом падения 12–18°. В основном они расположены на шахтах Саранского участка с наиболее неблагоприятными геологическими условиями: слабая кровля, много геологических нарушений.

Если рассматривать влияние углов падения на нагрузку, то, как показывает практика, наиболее значительная нагрузка у забоев, обрабатывающих пласты с углом падения до 12° . Такими пластами преимущественно располагают шахты Промышленного участка.

Из технико-технологических факторов наибольшее влияние на нагрузку оказывают система разработки (сплошная, длинные, столбы по простиранию или по падению и др.), способ отработки и длина лавы. Однако, как показывают исследования, главными факторами являются схема и уровень механизации очистных работ, а также уровень использования техники. Последний фактор организационный, поэтому для суждения о степени влияния на нагрузку только технических факторов целесообразно пользоваться показателем производительности техники за короткий промежуток времени.

Таким образом, нами установлено, что нагрузка на очистной забой — результат действия многих факторов. При этом следует отметить, что если для определенной лавы горно-геологические и технико-технологические условия длительные, а зачастую и весь период ее отработки постоянные (поэтому возможен их учет при расчете оптимальной нагрузки), то организационные факторы в большинстве имеют вероятностный характер и могут меняться не только за период отработки лавы, но и в течение суток и смены. Это требует особых методических решений при определении нагрузки на лаву.

Для оценки влияния важнейших факторов на динамику объема добычи угля из действующих очистных забоев шахты (на нагрузку на лаву) за определенный период воспользуемся соотношением

$$D = VLP, \quad (1)$$

где D — объем добычи угля, т; V — подвигание линии действующих очистных забоев, м; L — суммарная длина линии действующих очистных забоев, м; P — средняя производительность 1 м^2 участвующих в добыче пластов, т/м².

При анализе необходимо оценивать влияние на динамику объема добычи каждого фактора на основе характера взаимосвязей между ними, которые определяются технологией производства. Важнейшим качественным фактором является подвигание линии действующих очистных забоев. Оно определяется горно-геологическими условиями, характером технологии, применяемой техникой, организацией производства и труда. Суммарная длина линии действующих очистных забоев может определяться также горно-геологическими условиями, технологией и применяемой техникой.

Фактор «суммарная длина линии действующих очистных забоев» является объемным по отношению к качественному фактору — ее подвиганию. А фактор «средняя производительность пластов» является вторым по значимости объемным признаком в сравнении с суммарной длиной линии действующих очистных забоев.

Для оценки влияния названных факторов на динамику объема добычи воспользуемся индексным методом. При этом весьма важно правильно расположить признаки в индексном отношении, руководствуясь сущностью взаимосвязей между ними. Рекомендуется их размещать слева направо, начиная с наиболее важного качественного признака V и далее располагая объемные признаки по мере убывания их значимости — L , P . В подобных построениях каждый укрупненный фактор (произведение величин нескольких факторов) должен представлять собой экономически значимую величину. Влияние факторов на динамику объема добычи оценим с помощью известных в индексной теории метода обособленного влияния факторов и последовательно цепного метода.

В первом случае факторные индексы и соответствующие им индексные разности исчисляются следующим образом. Индекс фактора V (влияние изменения подвигания линии, действующих очистных забоев) $I_V = \frac{V_1 L_0 P_0}{V_0 L_0 P_0}$; а отклонение объема добычи $\Delta V = (V_1 - V_0) L_0 P_0$. Индекс фактора L (влияние

изменения суммарной длины линии действующих очистных забоев) $I_L = \frac{V_0 L_1 P_0}{V_0 L_0 P_0}$; а отклонение объе-

ма добычи $\Delta L = V_0 (L_1 - L_0) P_0$. Индекс фактора P (влияние изменения средней производительности

1 м^2 пластов) $I_P = \frac{V_0 L_0 P_1}{V_0 L_0 P_0}$, а изменение объема добычи под его влиянием $\Delta P = V_0 L_0 (P_1 - P_0)$. Недо-

статком этого метода является образование «неразложимого остатка», который в данном примере представляет разность между рассчитанным общим изменением объема добычи под обособленным влиянием рассмотренных факторов ($\Delta V + \Delta L + \Delta P$) и фактическим его изменением за рассматриваемый

мый период $(D_1 - D_0)$. Это объясняется тем, что влияние каждого фактора было рассмотрено без учета взаимосвязей с другими факторами.

В действительности, факторы влияют на изменение объема добычи совместно. Их взаимосвязь выявляется с помощью последовательно цепного метода построения системы взаимосвязанных частных индексов. При этом в индексе качественного фактора объемные факторы принимаются на отчетном уровне, а индексы объемных факторов предполагают закрепление качественного фактора на базисном уровне. В отношении объемных факторов справедливо правило: расположенные слева от индексируемого признака фиксируются на базисном уровне, а справа — на отчетном. Таким образом, взаимосвязанные частные индексы и соответствующие им индексные разности в нашем примере имеют следующий вид. Индекс фактора $V - I_V = \frac{V_1 L_1 P_1}{V_0 L_1 P_1}$, а $\Delta I_V = (V_1 - V_0) L_1 P_1$. Индекс фактора

$L - I_{(V)L} = \frac{V_0 L_1 P_1}{V_0 L_0 P_1}$, а $\Delta I_{(V)L} = V_0 (L_1 - L_0) P_1$. Индекс фактора P (как в случае учета обособленного влияния факторов) $I_{(VL)P} = \frac{V_0 L_0 P}{V_0 L_0 P_0}$, а $\Delta I_{(VL)P} = V_0 L_0 (P_1 - P_0)$. При этом методе полный синтетический индекс

выражается в виде системы частных индексов («геометрическое разложение» полного относительно прироста) $I_{VLP} = \frac{V_1 L_1 P_1}{V_0 L_0 P_0} = I_V + I_{(V)L} \times I_{(VL)P}$.

«Арифметическое разложение» полного абсолютного прироста в данном случае производится без остатка $\Delta I_{VLP} = \Delta I_V + \Delta I_{(V)L} + \Delta I_{(VL)P}$.

Наряду с изучением воздействия каждого фактора необходимо количественно оценить влияние их взаимодействия на динамику объема добычи. Для этого расчеты выполняются следующим образом. Выше установлено, что абсолютное влияние фактора V во взаимодействии с факторами L и P определяется из выражения

$$(V_1 - V_0) L_1 P_1. \quad (2)$$

Обособленное абсолютное влияние фактора подсчитывается по формуле

$$(V_1 - V_0) L_0 P_0. \quad (3)$$

Общее влияние взаимодействия фактора V с факторами L и P определяет разность результатов по формулам (2) и (3). Далее выделим изменение объема добычи вследствие раздельного взаимодействия V с этими факторами, для чего в выражении (2) элиминируем влияние фактора L . В результате получим

$$(V_1 - V_0) L_0 P_1. \quad (4)$$

Тогда влияние на динамику добычи взаимодействия фактора V только с фактором L определится разницей результатов по формулам (2) и (4), а только с фактором P — разницей по формулам (3) и (4).

Соответственно влияние фактора L во взаимодействии с фактором P находится по формуле

$$V_0 (L_1 - L_0) P_1, \quad (5)$$

а его обособленное воздействие — из выражения

$$V_0 (L_1 - L_0) P_0. \quad (6)$$

Тогда количественно взаимосвязь факторов L и P подсчитывается как разность результатов по формулам (5) и (6).

Что касается влияния на динамику добычи фактора P , то оно устанавливается обоими методами одинаково — без взаимосвязи с другими факторами.

Таким образом, методы обособленного изучения факторов и построения системы взаимосвязанных частных индексов дополняют друг друга.

Приведенная методика апробирована на шахте им. Ленина УД АО «АрселорМиттал Темиртау». Для расчетов приняты фактические средние за месяц показатели наличия и использования линии действующих очистных забоев шахты за 20011 г. в сравнении с аналогичными данными за предыду-

ший год. На основании количественного анализа установлено, что вследствие снижения подвигания линии действующих очистных забоев в отчетном периоде средний месячный объем добычи по шахте уменьшился на 20137 т. Снижился он также и за счет сокращения суммарной длины линии действующих очистных забоев на 2610 т. Увеличение средней производительности 1 м² пластов вызвало рост объема добычи на 5490 т. По шахте же в целом средний за месяц объем добычи уменьшился на 17257 т, или на 15,48 %.

Практика работы шахт УД АО «АрселорМиттал Темиртау» показывает, что простои каждого производственного звена оказывают существенное влияние на трудоемкость добычи угля, причем наиболее значительное — простои очистных забоев.

Для установления зависимости трудоемкости добычи от простоев очистных забоев были проведены хронометражные наблюдения и собраны статистические данные по 8 шахтам УД АО «АрселорМиттал Темиртау» за 2005–2011 гг.

В качестве показателя, характеризующего надежную работу очистных забоев, был принят коэффициент работы $K_p = 1 - K_u$ (коэффициент простоев машин и механизмов в очистных забоях).

Анализ хронометражных наблюдений показал, что работа очистных забоев характеризуется нестабильностью и непродолжительностью. Так, коэффициент K_p на исследованных шахтах изменяется от 0,1 до 0,5, при этом среднее время работы очистных забоев равно 27 %.

Фактическая трудоемкость выемки угля T_ϕ на исследуемых шахтах изменяется от 340 до 1270 человек на 1000 т добычи (в среднем 709 человек).

Для нахождения функции, наиболее точно аппроксимирующей корреляционную связь трудоемкости угля и коэффициента работы K_p , исследовались линейная, параболическая и гиперболическая зависимости [4–6]. Для этого шахты были сгруппированы по величине их производственной мощности: шахты с производственной мощностью до 2000 т/сутки были отнесены к I, более 2000 т/сутки — ко II группе.

Полученные корреляционные зависимости трудоемкости добычи угля T_ϕ от коэффициента работы очистных забоев K_p имеют следующий вид:

для I группы шахт:

$$\begin{aligned} T_\phi &= 871,8 - 1024,6 K_p; \\ T_\phi &= 979,2 - 1897,2 K_p + 1568,3 K_p^2; \\ T_\phi &= 415,9 + \frac{42,8}{K_p}; \end{aligned}$$

для II группы шахт:

$$\begin{aligned} T_\phi &= 1179,5 - 1585,7 K_p; \\ T_\phi &= 1278,8 - 2374,9 K_p + 1380,7 K_p^2; \\ T_\phi &= 469,1 + \frac{65,7}{K_p}. \end{aligned}$$

Кроме этого, были получены такие зависимости для всех шахт без деления их на группы. Для установления связи между исследуемыми факторами были приняты следующие статистические характеристики: γ — коэффициент корреляции; η — корреляционное отношение; F — критерий Фишера; t — критерий Стьюдента; e — ошибка аппроксимации (в %). Значение этих показателей приведено в таблице.

Низкое значение коэффициентов γ и η аппроксимации всех форм связи при исследовании всех шахт без их дифференциации указывает на влияние производственной мощности шахты на уровень трудоемкости работ. При равных значениях K_p на шахтах, имеющих нагрузку свыше 2000 т/сутки, уровень трудоемкости значительно выше, чем на шахтах с меньшей суточной нагрузкой.

Анализ полученных зависимостей по группам шахт показал, что с увеличением K_p от 0,2 до 0,4 трудоемкость снижается от 840 до 600 (на 26 %) и от 650 до 500 человек на 1000 т добычи (на 23 %) при суточной нагрузке ниже и выше 2000 т.

Таким образом, резервом снижения трудоемкости добычи угля является устранение простоев на всех звеньях технологической цепи шахты, максимальное использование во времени машин и механизмов очистных забоев шахт УД АО «АрселорМиттал Темиртау».

**Статистические характеристики выведенных парных корреляционных зависимостей
трудоемкости добычи угля**

Уравнение связи	Статистические	Группы шахт		Без разделения на группы
		I	II	
Линейное	r	0,65	0,78	0,46
	F	1,62	2,42	1,23
	t	7,68	15,68	6,2
	ε	3,7	2,6	10,1
Гиперболическое	η	0,59	0,61	0,44
	F	1,43	1,7	1,2
	i	6,11	9,56	5,8
	ε	3,6	2,7	11,02
Параболическое	η	0,66	0,78	0,49
	F	1,64	2,42	1,26
	I	8,01	15,8	6,8
	ε	4,8	3,02	9,23

Как известно, подготовительные работы занимают очень важное место в производственной деятельности шахты. От выполнения плана подготовительных работ зависит своевременное воспроизводство линии очистных забоев и обеспечение заданного объема добычи угля. Проведение подготовительных выработок требует значительных трудовых и материальных затрат и денежных средств, составляющих значительный удельный вес в себестоимости добычи угля. Известно также, что стоимость и своевременность проведения подготовительных выработок во многом зависят от скорости проходки. Поэтому анализ выполнения плана подготовительных работ должен быть направлен не только на выявление уровня выполнения плана проведения подготовительных выработок и установление влияющих факторов, но и на соблюдение установленных скоростей проходки.

Особенностью подготовительных работ является наличие большой номенклатуры выработок различного назначения, сечения и закрепленных разнообразной крепью. Поэтому проверка выполнения плана подготовительных работ не может быть ограничена непосредственным сопоставлением общей протяженности пройденных выработок с плановым заданием.

Изучение нами состояния подготовительных работ на шахтах УД АО «АрселорМиттал Темиртау» показало, что задача определения оптимальных технологических схем и технико-экономических параметров при проходке наклонных выработок может быть решена с помощью экономико-математической модели проходческих процессов. При этом следует выяснить особенности формирования затрат на проведение наклонных выработок и вытекающие из этого особенности экономико-математической модели.

Общая трудоемкость проведения единицы объема слагается из трудоемкости отдельных процессов проходческого цикла, которые в разной мере подвержены влиянию случайных причин. В наибольшей степени влиянию случайных причин подвержены процессы бурения шпуров, погрузки горной массы, крепления выработки и вспомогательные работы. В противоположность этому затраты на транспортные работы (например, на откатку вагонеток) меньше подвержены влиянию случайных причин, они зависят в основном от характеристик применяемого оборудования и могут быть определены аналитически.

Разная степень влияния случайных причин на процессы проходческого цикла и необходимость применения различных способов их математического описания предопределяют первую особенность экономико-математической модели: расчленение уборки горной массы на два процесса — непосредственно погрузку и транспортировку; второй особенностью модели является ее структура, третьей — сочетание аналитического метода с корреляционным анализом.

Анализ показывает, что трудоемкость погрузки A_2 может быть представлена как частное от деления коэффициента разрыхления горной массы K и количества рабочих $N_{\text{погр}}$, занятых на этом процессе, на техническую производительность Q и коэффициент готовности погрузочной машины $K_{1г}$:

$$A_2 = \frac{KN_{\text{погр}}}{QK_{1г}} \quad (7)$$

Затраты на транспортировку горной массы при рельсовом $A_{3,р}$ и конвейерном $L_{3,к}$ транспорте определяются из выражений

$$A_{3,р} = \frac{N_{тр}K + A_2K_{1Г}}{WmK_{2Г}} \cdot T_{отк} + \frac{N_{тр}K}{QK_{1Г}}; \quad (8)$$

$$A_{3,к} = \frac{KL}{l_k QK_{1Г} K_{3Г}^{\frac{L}{r}}} + A_2 \left(\frac{1}{K_{3Г}^{\frac{L}{r}}} - 1 \right), \quad (9)$$

где $N_{тр}$ — количество человек, обслуживающих концевую откатку; $T_{отк}$ — продолжительность откатки партии вагонеток; W, m — емкость и количество одновременно загружаемых вагонеток; L — расстояние доставки по уклону; l_k — длина конвейера; $K_{2Г}, K_{3Г}$ — коэффициенты готовности концевой откатки и конвейера.

Как следует из формул (7)–(9), для разработки математической модели трудовых затрат на проведение наклонной выработки достаточно на основе методов математической статистики найти значения следующих величин как функций условий проведения уклона:

$$A_1, A_1, Q_{ППМ-4}, \dots, Q_{ППН-7}, Q_{ПК-3м}, Q_{ПК-9р}, A_{4м}, A_{4д}, A_{5р}, A_{5к}, A_6, A_6, A_6, l_k, K_{3Г}. \quad (10)$$

Нахождение этих функций позволит разработать экономико-математическую модель трудовых, а затем и стоимостных затрат, определить оптимальные технологические параметры каждой схемы проходки и выбрать наиболее эффективную из них. Наиболее подходящим исходным материалом для нахождения указанных функций являются хронометражные наблюдения с указанием условий проведения выработки, расстановки людей, а также простоев по каждой из причин.

Таким образом, анализ особенностей формирования затрат на проведение наклонной выработки позволяет определить структуру экономико-математической модели, требования к характеру и качеству исходного фактического материала, а также методы нахождения составляющих общей трудоемкости и стоимости единицы, объема, уклона.

Список литературы

1. Болгожин Ш.А., Воробьев Б.М., Каренов Р.С. Прогнозирование работы угольных предприятий: (на основе экономико-математических моделей). — Алма-Ата: Наука, 1984. — 200 с.
2. Гойзман Э.И., Кормициков Т.Л., Куркина Л.Ф. Прогноз технико-экономических показателей на угледобывающих предприятиях. — М.: Недра, 1989. — 126 с.
3. Резниченко С.С., Подольский М.П., Аишхмин А.А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством: Учебник. — М.: Недра, 1991. — 429 с.
4. Каренов Р.С. Моделирование и прогнозирование эффективности горного производства в рыночных условиях. — Караганда: ИПЦ «Профобразование», 2006. — 280 с.
5. Каренов Р.С. Определение направлений снижения трудоемкости работ на шахтах с использованием многофакторного регрессионного анализа // Национальные экономические системы в Центрально-Азиатском Союзе: возможности и перспективы интеграции: Материалы междунар. конф. — Ч. 2. — Түркістан: ХКТУ, «Тұран» баспасы, 2005. — С. 195–198.
6. Френкель А.А. Математические методы анализа динамики и прогнозирования производительности труда. — М.: Экономика, 1972. — 190 с.