

УДК 622.013

В.А. Абрамов, В.В. Агафонов

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ

Приведены результаты исследований по моделированию горных работ (проведение горных выработок) при оптимизации технологической схемы шахты.

Ключевые слова: угольная шахта, моделирование, оптимизация, технологическая схема шахты.

Важнейшим инструментом выявления оптимальных вариантов технологических схем шахт (при строительстве, реконструкции, текущем развитии) служит моделирование, особенно математическое моделирование. Вид целевой функции математической модели технологических схем шахт зависит от применяемого критерия оптимальности, номенклатуры оптимизируемых параметров и решений.

Безусловно, что наибольшей производственно-экономической «емкостью» обладает такой критерий оптимальности, как прибыль. Не случайно, в последние 20—30 лет в горном деле сформировался специальный раздел математического моделирования: экономико-математическое моделирование вариантов строительства и развития шахт. Разработаны специальные зависимости расчета денежных затрат, которые обычно называли стоимостными параметрами, от применяемых в том или ином варианте параметров технологических схем.

В последние годы, однако, применение экономико-математического моделирования потеряло реальный смысл.

В условиях рыночных отношений, нестабильности цен на различные виды работ, материалов, энергии, в це-

лом на различные виды ресурсов надежность результатов моделирования, выводов, вытекающих из полученных результатов, потеряла смысл. В этом плане совершенно неопределенной становится процедура учета фактора времени не только на десять лет и более, но и на один-два года. Отсутствует процедура согласования по величине ценности продукции, затрат, фондов, попутных ресурсов шахт в перспективе на несколько лет.

Удачным выходом из этой ситуации может стать моделирование объемов горных, строительных и монтажных работ на любой период строительства и эксплуатации шахт. Осуществить экономическую оценку вариантов технологических схем на конкретный момент времени несложно.

Определяющую роль при моделировании вариантов технологических схем следует отводить горным работам: проведению и поддержанию горных выработок, транспортированию грузов.

Проведение горных выработок

Объем проводимой горной выработки выражают через длину $L_{Г.В.}$ и сечение $F_{Г.В.}$:

$$V = L_{Г.В.} F_{Г.В.}, \text{ м}^3.$$

Сечение стволов, квершлаггов, штреков, уклонов, бремсбергов и других выработок, как известно, рассчитывают по фактору транспорта (пропускной способности) и вентиляции (пропускной способности выработок по воздуху и предельной депрессии вентиляционной системы). Эти расчеты базируются на детально проработанных проектных решениях: для каждого из множества принятых или намеченных вариантов технологической схемы значения мощности шахты, нагрузки на пласт, горизонт, блок, панель, очистной забой известны, установлено количество воздуха, подаваемого в каждую выработку, выбраны типы горных машин и оборудования (подъем, транспорт, вентиляция, проведение выработок и пр.).

Естественно, что такая информация не может быть получена на стадии моделирования и оптимизации вариантов, число которых изменяется от нескольких тысяч до сотен тысяч. Между тем статистическая обработка проектных данных позволяет установить, что в конечном счете сечение стволов, квершлаггов, как, впрочем, и других горных выработок, зависит в общем виде от грузопотока (транспорт-подъем) и воздухопотока (вентиляция). Грузопоток является следствием фактической нагрузки на выработку по углю (мощности шахты, производительности горизонта, блока, панели, очистных забоев). Воздухопоток в приближении можно поставить в зависимость от нагрузки по углю и газообильности шахты.

Общий вид зависимостей для определения сечений, m^2 , сводится к следующей формуле:

$$F_{z.в} = K_0 + K_1 A_{z.в} - K_2 A_{z.в}^2 + K_3 q_{сн4} + K_4 W,$$

где K_0, K_1, K_2, K_3, K_4 — некоторые значения коэффициентов, отражающих силу влияния неявных K_0 и явных K_1, K_2, K_3, K_4 аргументов на функцию $F_{z.в}$; $A_{z.в}$ — мощность шахты, производительность (грузопоток) блока, горизонта, панели, выемочного поля, очистного забоя и пр., тыс. т; $q_{сн4}$ — газообильность шахты, блока, крыла шахтного поля, пласта, уклонной или бремсберговой части, горизонта, панели, выемочного участка, м³/т; W — водоприток шахты, блока, горизонта, крыла шахтного поля, уклонной или бремсберговой части, пласта, панели, горизонта и пр., м³/ч.

Влияние газообильности в формуле учитывают в тех случаях, когда по горной выработке поступает или отводится воздух. Влияние водопритока для большинства протяженных горных выработок (выемочных, вентиляционных) можно учитывать через величину свободного коэффициента K_0 .

Значения коэффициентов для основных видов горных выработок сведены в табл. 1.

Особенностью вспомогательных стволов является то, что наряду с основной функцией — спуском и подъемом людей — они выполняют функцию спуска и подъема материалов, оборудования, подачи свежего воздуха. В связи с этим при определении сечений вспомогательных стволов большее влияние оказывает газовый фактор $q_{сн4}$. В целом сечение вспомогательных стволов оказывается также большим, в сравнении с главными, углевывающими.

С учетом сказанного для предварительных оптимизационных расчетов, например, для шахты мощностью 5 тыс. т/сут, при газообильности 15 м³/т, при водопритоке 200 м³/ч

можно принять сечение главного ствола:

$$F_{в.г.с.} = 11,5 + 2,5 \cdot 5 - 0,012 \cdot 5^2 + 0,05 \cdot 15 + 0,02 \cdot 200 = 28,5 \text{ м}^2.$$

Объем ствола при глубине основного горизонта $1_{вгх}$ в 500 м в таком случае составит:

$$V_{в.г.с.} = L_{в.г.с.} F_{в.г.с.} = 500 \cdot 28,5 = 14250 \text{ м}^3.$$

Сечение и объем капитального квершлага при тех же параметрах шахты и длине квершлага 1000 м составят:

$$F_{к.ке} = 7,5 + 1,5 \cdot 5 + 0,145 + 0,01 \cdot 200 = 19,5 \text{ м}^2;$$

$$V_{к.кв} = L_{к.кв} F_{к.ке} = 1000 \cdot 19,5 = 19500 \text{ м}^3.$$

Аналогично определяют размеры сечений и объемы всех горных выработок. Таким образом, сечения горных выработок, их объем обусловлены изменением технологической схемы вскрытия, подготовки и выемки, производственных параметров шахты (мощности шахты и блока, производительности горизонта, панели, очистных забоев), газовой-вентиляционной характеристики горных работ (газобильности шахты), водообильности разработки.

Естественно, что помимо сечений моделируют длину горных выработок, которая не остается постоянной при изменении вариантов вскрытия, подготовки и отработки запасов.

Длина стволов и шурфов изменяется дискретно в зависимости от варианта расположения в шахтном поле (в центре, на флангах, у верхней границы в центре) и варианта расположения основного горизонта по глубине залегания запасов.

Длина капитального квершлага, м (погоризонтная, панельная, этажная подготовка), складывается из длины отрезка от вскрывающего ствола на основном или вентиляционном гори-

зонте до первого от ствола пласта, длины отрезка (горизонтального) до следующего пласта и так до последнего от ствола пласта,

$$L_{ке} = L_1 + \frac{l_n}{\sin \alpha},$$

где L_1 — расстояние от вскрывающего ствола (в лежачем боку свиты пластов) до первого пласта, м; l_n — расстояние по нормали от первого пласта до последнего вскрываемого пласта, м; α — угол падения пластов, градус.

Если вскрывающий ствол располагается на основном или вентиляционном горизонте между пластами, длина квершлага равна только расстоянию между ними:

$$L_{кв} = \frac{l_n}{\sin \alpha}$$

Длину блоковых квершлагов определяют аналогичным образом с учетом их числа $n_{кв}$, которое пропорционально числу блоков $n_{бл}$ в шахтном поле,

$$n_{кв.бл} = n_{бл} n_r,$$

где $n_{бл}$ — число горизонтов в блоке (откаточный, вентиляционный).

Длину этажных квершлагов определяют по аналогичной формуле, а число квершлагов пропорционально числу этажей $n_{эт}$.

При блоковом способе отработки запасов учитывают еще число блоков

$$n_{кв.бл.эт} = (n_{эт} + 1) n_{бл}; \quad n_{эт} = \frac{H_{ш.п}}{l_{в.п}},$$

где $H_{ш.п}$ — наклонный размер горизонта или шахтного поля по падению пластов, м; $l_{в.п}$ — наклонный размер лавы, м.

При группировании пластов, вскрытии и отработке запасов выемочными полями формулы длины квершлагов не меняются. Число уча-

стковых квершлагов пропорционально числу выемочных полей на горизонте по простиранию пластов

$$n_{\text{кв.уч}} = (n_{\text{эт}} + 1) \frac{S_{\text{ш.п.}}}{L_{\text{в.п.}}},$$

где $S_{\text{ш.п.}}$ — длина шахтного поля по простиранию пластов, м; $L_{\text{в.п.}}$ — длина выемочного участка (поля) по простиранию пласта, м.

При блоковой отработке шахтного поля число участковых квершлагов

$$n_{\text{кв.уч}} = (n_{\text{эт}} + 1) n_{\text{бл}} \frac{S_{\text{бл.}}}{L_{\text{в.п.}}},$$

где $S_{\text{бл.}}$ — размер блока по простиранию, м.

Таким образом, длина участковых квершлагов, м, составляет

$$L_{\text{сум.кв.уч}} = (L_1 + \frac{I_H}{\sin \alpha})(n_{\text{эт}} + 1) n_{\text{бл}} \frac{S_{\text{бл.}}}{L_{\text{в.п.}}},$$

где L_1 — расстояние от группового (полевого) главного (этажного) штрека до первого вскрываемого пласта, м.

Тогда объем этих квершлагов определится следующим выражением:

$$V_{\text{сум.кв.уч}} = (L_1 + \frac{I_H}{\sin \alpha})(n_{\text{эт}} + 1) \times$$

$$\times n_{\text{бл}} \frac{S_{\text{бл.}}}{L_{\text{в.п.}}} (7,5 + 1,5A_{\text{кв}} + 0,1q_{\text{сн4}}). \quad \text{ГИАБ}$$

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Агафонов В.В., — горный инженер, РГС;
Абрамов В.А. — аспирант кафедры ПРГИМ,
Московский государственный горный университет,
Moscow State Mining University, Russia, ud@msmu.ru



ДИССЕРТАЦИИ ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
ЗАРИПОВ Айдар Хамзович	Обоснование параметров и режимов работы рудничных стационарных установок	05.05.06	К.Т.Н.