

УДК 622.831

УСТАНОВЛЕНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА НАГРУЗКУ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ПЛАСТА k_6^H ШАХТЫ В.И. ЛЕНИНА ГП «МАКЕЕУГОЛЬ»

К.т.н., доц. Самойлов В.Л., студ. Рубан Я.И. (ДонНТУ) Донецк Украина

Нагрузка на очистной забой является важным фактором, имеющим решающее влияние на технико-экономические показатели работы добычного участка и в целом шахты. С ее увеличением снижается себестоимость добычи угля и повышается производительность труда рабочих. Необходимо стремиться к достижению максимально возможной нагрузки на очистной забой, которая ограничивается производительностью выемочных машин и газовым фактором.

Краткая характеристика шахты и разрабатываемого пласта.

Пласт k_6^H опасный по внезапным выбросам угля и газа, не опасный по горным ударам, опасный по взрывчатости угольной пыли, не склонен к самовозгоранию, геологическая мощность $m=0,69-0,75$ м

Способ подготовки шахтного поля по пласту k_6^H — погоризонтный.

Система разработки — сплошная.

Схема проветривания шахты — центрально-отнесённая

Способ проветривания — всасывающий.

Управление кровлей в лавах — полное обрушение.

Подготовительные выработки проводятся комбайновым способом.

Газовыделение из пласта в призабойное пространство составляет $q_{уч} = 8,56 \text{ м}^3/\text{т.с.д.}$, а из выработанного пространства $q_{в.н} = 8,635 \text{ м}^3/\text{т.с.д.}$

Максимально возможная нагрузка на очистной забой принимается как минимальная из двух величин: максимально возможной нагрузки по производительности выемочной машины и максимально возможной нагрузки по газовому фактору.

$$A_l = \min(A_{л.м}, A_{л.г}),$$

где $A_{л.м}$ — максимально возможная нагрузка на очистной забой по производительности выемочной машины, т/сут;

$A_{л.г}$ — возможная нагрузка на очистной забой по условию газовыделения в лаву и проветривания, т/сут.

Максимально возможная суточная нагрузка на лаву по производительности комбайна определяется по формуле:

$$A_{л.м} = A_{см} \cdot n_{см} \cdot k_{зн} \cdot k_u,$$

где $A_{см}$ – среднесменная нагрузка на очистной забой, т/сут;

$n_{см}$ – количество смен по выемке угля за сутки;

$k_{зн}$ – коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя (при средних условиях и отсутствии нарушений в пределах выемочного участка согласно [2] $k_{зн} = 1$);

k_u – коэффициент извлечения угля в очистном забое.

Сменная нагрузка на лаву рассчитывается по формуле:

$$A_{см} = T_{см} \cdot q_k \cdot k_m$$

где $T_{см}$ – длительность рабочей смены, мин;

q_k – средняя производительность комбайна, т/мин;

k_m – сменный коэффициент машинного времени по выемке угля.

При различных значениях коэффициента машинного времени по выемке угля сменная и суточная добыча из очистного забоя приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Добыча из очистного забоя в зависимости от коэффициента машинного времени

K_m	$A_{см}, \text{ т/см}$	$A_{л.м}, \text{ т/сут}$
0,25	122,4	359,8
0,3	146,88	431,8
0,35	171,36	573,8
0,4	191,84	564
0,45	220,32	647,7
0,5	244,32	719,7
0,53	273	905

Из таблицы 1 видно, что с увеличением коэффициента машинного времени прямо пропорционально увеличивается добыча из очистного забоя.

Коэффициент машинного времени показывает, какую долю рабочего времени очистной забой работает по добыче угля. Для его увеличения необходимо сократить простои лавы по различным причинам (поломки выемочной машины, отсутствие напряжения, простои транспортной цепочки, вывалы пород кровли в очистном забое, ремонт секций механизированной крепи и конвейера в лаве, выемка и крепление ниш, уменьшение производительности транспортной цепочки в связи с неудовлетворительным состоянием подготовительных выработок, примыкающих к очистному забою и т.д.).

Анализ фактических простоев и разработка мероприятий по их увеличению, а, следовательно, по увеличению коэффициента машинного времени будет произведен по данным отчетности шахты.

Максимальная возможная нагрузка на очистной забой по газовому фактору рассчитывается по формуле:

$$A_{\max} = A_p \cdot \left[\frac{q_p \cdot A_p}{1440} \right]^{-1,67} \cdot \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93},$$

где A_p – планируемая добыча угля, $A = 450$ т/сут;

q_p – относительная метанообильность, м³/т;

Q_p – максимальный расход воздуха в очистной выработке ($Q_{оч}$) или на выемочном участке ($Q_{уч}$), который может быть использован для разбавления метана до допустимых ПБ норм, м³/мин;

Максимальный расход воздуха рассчитывается по формуле

$$Q_p = 60 \cdot F_{оч} \cdot v_{max} \cdot k_{ум.в},$$

где v_{max} – максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха по лаве, м/с;

$F_{оч}$ – сечение лавы, свободное для прохода воздуха, м²;

$k_{ум.в}$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство.

Рассчитывается по формуле (для схемы проветривания 1-М):

$$k_{ум.в} = 1 + 0,13 \cdot m \cdot e^{(0,35f - 0,25F_{оч})},$$

(для схем проветривания типа 1-В, 2-В и 3В)

$$k_{ум.в} = 1 + 0,5 \cdot m \cdot e^{(0,24f - 0,35F_{оч})},$$

где m – вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек, м;

\bar{f} – средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли на расстоянии от кровли вынимаемого пласта равном $8m$;

Относительная метанообильность (для схем проветривания 2-В и 3-В)

$$q_p = q_{оч}$$

(для схем проветривания 1-М и 1-В)

$$q_p = q_{уч}$$

Ожидаемое метановыделение из очистной выработки $q_{уч}$ для схемы 1-М определяем по формуле

$$q_{уч} = q_{нл}(1 - k_{д.нл}) + q_{в.н}(1 - k_{д.в.н}),$$

где $q_{нл}$ – относительное метановыделение из пласта, м³/т;

$k_{д.нл}$ – коэффициент дегазации пласта $k_{д.нл} = 0,3$ так как выбрана схема дегазации разрабатываемого пласта скважинами, пробуренными по восстанию из откаточного штрека при столбовой системе разработки.

$q_{в.н}$ – относительное метановыделение из смежных пластов и пропластков, вмещающих пород в выработанное пространство;

$k_{д.в.н}$ – коэффициент дегазации источников метановыделения из выработанного пространства $k_{д.в.н} = 0,4$ так как выбрана схема дегазации разрабатываемого пласта скважинами, пробуренными над куполами обрушения пород из вентиляционной выработки.

Ожидаемое метановыделение из очистной выработки, и максимально возможную нагрузку на очистной забой по газовому фактору при различных схемах проветривания и при прочих равных условиях приведены в таблице 2.

В таблице 2 приняты следующие обозначения: 1,2,3 – тип схемы проветривания выемочного участка по степени обособленности разбавления метана по источникам поступления (1 – с последовательным; 2 – с частично обособленным; 3 – с полностью обособленным разбавлением вредностей); М,В – обозначают направление движения исходящей струи из лавы, соответственно, в сторону массива и в сторону выработанного пространства.

Таблица 2 – Максимально возможная нагрузка на очистной забой по газовому фактору

Типовая схема проветривания участка	Направление движения исходящей струи воздуха	Q_p , м ³ /мин	q_p , м ³ /т.с.д.	$A_{лг}$, т/сут
1-М	На массив	638	8,56	866
1-В	На выработанное пространство	708	8,83	1009
2-В		708,5	4,45	3160
3-В		708,5	4,45	3160

Из таблицы 2 видно, что максимально возможная нагрузка на очистной забой по газовому фактору в 3 раза выше при прямоточной схеме проветривания с подсвеживанием исходящей струи воздуха, чем при возвратноточной схеме проветривания. Это обусловлено тем, что при возвратноточной схеме проветривания максимально допустимая по ПБ концентрация метана на выходе из лавы составляет 1 %, а при прямоточной схеме проветривания с подсвеживанием исходящей струи воздуха, максимально допустимая по ПБ концентрация метана на выходе из лавы составляет 2 %. Кроме того важную роль играют коэффициенты дегазации пласта и дегазации источников метановыделения из выработанного пространства. Данные коэффициенты влияют на ожидаемое метановыделение в очистную выработку и зависят от принятого способа дегазации.

Таким образом, для повышения добычи из лавы необходимо уменьшить простои и применять прогрессивные системы разработки с прямоточной схемой проветривания выемочного участка и подсвеживанием исходящей струи воздуха.

Библиографический список

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт: Учебник для всех организаций и предприятий угольной промышленности при проектировании и реконструкции угольных шахт, включая строительство / С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф.Баженова, А.И. Бобров, В.Е. Елисеев, Д.В. Еременко, А.Г. Заболотный, Н.Е. Именитов, Б.Н. Иютенко, Д.В. Кузьмин, В.П. Орлик, М.А. Патрушев, Г.М. Суслов – Киев; 1994 - С. 311.
2. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для ВНЗ. Частина II / Д.В.Дорорхов, В.І.Сивохін, О.С.Пудтикалов. Під загальною редакцією Д.В.Дорохова. – 2-е вид., перероб., доповн. та перекл. – Донецьк: ДонНГУ, 2005. – 265с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах. – Х.: Изд. «Форт», 2010. – 256 с.