

Действующие отвалы – это три породных и шесть отвалов забалансовой руды, высота уступа – 60 м. Приемная суточная способность действующих отвалов – 20 тыс.м<sup>3</sup>.

Вся отгруженная руда на ГМЗ-2 взвешивается на железнодорожных весах с точностью до одной тонны веса каждого думпкара. Требования к качеству отгружаемой руды на ГМЗ-2 определяются "Временными техническими требованиями на золотосодержащую руду, отгружаемую рудником "М" на ГМЗ-2.

Руда загружается в думпкары, транспортируется по железнодорожной ветке на ГМЗ-2. Максимальная крупность кусков не должна превышать 1200 мм.

Влажность руды естественная 1,0 %, в зимнее время 1,5 %.

Суточное колебание содержания золота в отгружаемой руде не должно превышать  $\pm 8,5$  % от планового.

На отгруженную карьером руду ежемесячно составляется технологический паспорт отгружаемой руды.

Методы обогащения полезного ископаемого – руда непосредственно идёт в гидрометаллургический передел, с последующим извлечением золота.

УДК 622.235

## **ОБОСНОВАНИЕ ОБЪЕМОВ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ БОЛЬШИХ РАЗМЕРОВ ПРИ ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

**Казанин О.И., Миронович М.П.**

*Санкт-Петербургский горный университет*

*Работа посвящена обоснованию требований к объемам и темпам проходки выработок на основе коэффициента, показывающего необходимое суммарное подвигание проходческих забоев на 1 м суточного подвигания очистного забоя. На основе параметрического моделирования различных вариантов схем подготовки рассчитаны необходимые объемы и темпы проходческих работ, выполнен анализ полученных значений. Полученные результаты являются основой для выбора технологических схем проходки выработок, обеспечивающих своевременное воспроизводство фронта очистных работ при интенсивной отработке угольных пластов с применением выемочных участков больших размеров.*

Своевременное воспроизводство фронта очистных работ является необходимым условием обеспечения конкурентоспособности подземной угледобычи. В структуре себестоимости подземной угледобычи особое место занимают затраты на проходку горных выработок, а оптимизация этих затрат является одним из направлений повышения рентабельности горного предприятия.

Анализ современного состояния вопроса показывает, что в настоящий момент широкое распространение, в том числе и за рубежом [1], получили системы разработки длинными столбами с выемочными участками больших размеров, для подготовки которых используют спаренные или строенные штреки. Подобные системы позволяют интенсифицировать ведение горных работ, т.е. обеспечить высокие нагрузки на очистные забои, при этом обеспечивая их безопасность [2].

Общее стремление к повышению уровня концентрации горных работ привело к тому, что многие угольные шахты как в России, так и за рубежом перешли на структуру «шахта-лава», когда вся производительность шахты обеспечивается работой одного очистного и нескольких проходческих забоев.

Все это повышает требования к подготовительным работам, так как нужно за относительно короткий срок провести комплекс оконтуривающих выработок большой протяженности. Он включает в себя штреки различного назначения (конвейерный, вентиляционный, вспомогательный и др.), монтажные камеры, сбойки между спаренными (строеными) штреками и, если требуется, диагональные сбойки (пересекающие сам выемочный столб). На рисунках 1 и 2 схематично представлены основные выработки, проводимые при подготовке участка спаренными и строеными штреками. Выработки, пройденные заранее, залиты сплошным цветом.

При подготовке выемочных участков спаренными выработками по требованиям безопасности возникает необходимость проведения диагональных сбоек через каждые 700 – 800 м по длине выемочного столба. При проведении трех штреков с каждой стороны выемочного столба необходимость проведения диагональных сбоек отпадает.

Суммарная длина подготовительных выработок в общем случае может быть найдена по следующей формуле:

$$L_{\text{сумм}} = nL_{\text{ст}} + L_{\text{лк}} + \sum L_{\text{сб}} + \sum L_{\text{дсб}} \quad (1)$$

где  $n$  – количество необходимых штреков;  $L_{cm}$  – длина выемочного столба, м;

$L_{mk} = l_{oz} + nB_{ш} + (n-1)B_{ц}$  – длина монтажной камеры,

$l_{oz}$  – длина очистного забоя,

$B_{ш}$  – ширина штрека;  $B_{ц}$  – ширина целика между штреками;

$L_{сб} = (n-1) \cdot \frac{l_{cm}}{l_{ц}} \cdot B_{ц}$  – длина вентиляционных сбоек,

$l_{ц}$  – расстояние между сбойками;

$L_{дсб} = \frac{l_{cm}}{A} \cdot \frac{l_{оз}}{\sin(\alpha)}$  – длина диагональных сбоек,

$A$  – расстояние между сбойками,

$\alpha$  – направляющий угол оси проходки диагональной сбойки (выбирается по действующим планам горных работ).

Для своевременного воспроизводства очистных работ необходимо, чтобы к моменту окончания отработки одного выемочного участка следующий был уже полностью подготовлен.

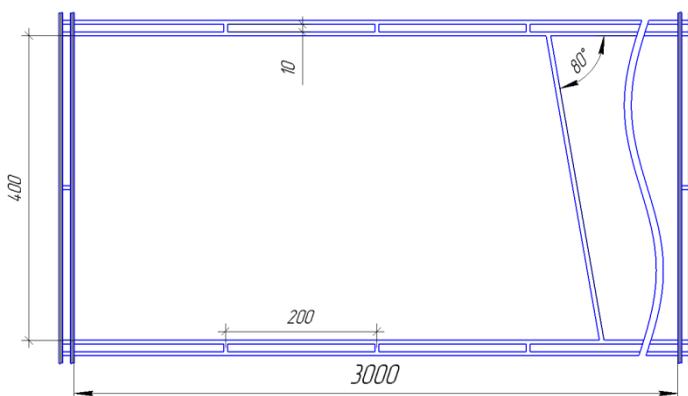


Рис. 1 – Схема подготовки выемочного участка двумя штреками

Таким образом, время подготовки находится в прямой зависимости от времени отработки, которое, в свою очередь, зависит от скорости подвигания очистного забоя. Расчет этой величины может быть произведен по формуле:

$$V_{o3} = \frac{A_{мес}}{l_{o3} \cdot m \cdot \gamma}, \text{ м/мес} \quad (2)$$

где  $A_{мес}$  – усредненная нагрузка на очистной забой, т/месяц;

$m$  – мощность пласта, м;

$\gamma$  – плотность угля в массиве, т/м<sup>3</sup>.

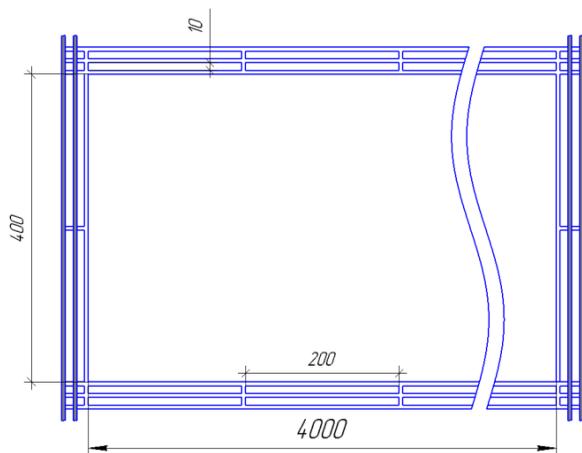


Рис. 2 – Схема подготовки выемочного участка тремя штреками

Необходимо также учесть запас времени на монтаж очистного комплекса и резерв на перевыполнение плана по добыче. С учетом текущих реалий целесообразно принять его за два месяца. Таким образом, общее подвигание проходческих забоев, обеспечивающее своевременную подготовку выемочного участка, или необходимая скорость подготовки:

$$V_{пз} = \frac{L_{сумм}}{L_{см} / V_{o3} - 2}, \text{ м/мес} \quad (3)$$

Для оценки эффективности планировочных решений по подготовке, а также взаимоувязки очистных и подготовительных работ может быть использован коэффициент, показывающий суммарное подвигание проходческих забоев на 1 м. суточного подвигания очистного забоя [3]. С учетом формулы (1), определяющее его отношение имеет вид:

$$L_d = \frac{L_{cm}}{L_{cm}} + \frac{L_{mc}}{L_{cm}} + \frac{\sum L_{сб}}{L_{cm}} + \frac{\sum L_{осб}}{L_{cm}}, \text{ м} \quad (4)$$

Полученные уравнения были использованы для расчета объемов проходки подготовительных выработок по пласту 50 шахты имени В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс». В таблице 1 представлены характеристики пласта и параметры системы разработок, необходимые для расчетов.

Анализ полученных значений позволяет сделать ряд выводов.

Во-первых, полученные кривые на рис. 1 свидетельствуют о том, что общая длина подготовительных выработок больше для трехштрековой подготовки, при этом, разница максимальных значений (13 519 м и 15 935 м при длине лавы 400 м) составила 2 416 м, она наблюдается при наибольшей длине столба.

Однако, необходимая скорость подготовки в этом случае отличается всего на 317 м/мес, что для современных проходческих комплексов не является большой величиной.

Полученные результаты расчетов представлены в таблице 2 и на графиках (рис. 3, 4).

Таблица 1 – Характеристики пласта и параметры системы

№	Показатель	Единицы измерения	Значение
1.1	Мощность пласта	м	3,7
1.2.	Плотность угля в массиве	т/м <sup>3</sup>	1,3
2.1.	Усредненная нагрузка на очистной забой	т/мес	1 000 000
2.2.	Скорость продвижения очистного забоя при $l_{оз} = 300 \text{ м}$ .	м/мес	693
2.3.	Скорость продвижения очистного забоя при $l_{оз} = 400 \text{ м}$ .	м/мес	520
3.1.	Ширина штрека	м	5
3.2.	Ширина целика	м	10
3.3.	Расстояние между вентиляционными сбойками	м	200
3.4.	Расстояние между диагональными сбойками	м	700
3.5.	Направляющий угол оси проходки диагональной сбойки	градус	80

Таблица 2 – результаты расчетов

п штреков	Длина лавы, м	Подвигание лавы, м/мес	Длина выемочного столба, м	Общая длина подготовительны х выработок, м	Кэфф. $L_d$	Время отработки, мес
2	300	520	3 000	7 690	2,563	4,3
			3 500	8 720	2,579	5,1
			4 000	10 350	2,588	5,8
			4 500	11 380	2,529	6,5
			5 000	12 705	2,541	7,2
	400	693	3 000	8 198	2,733	5,8
			3 500	9 228	2,753	6,7
			4 000	11 062	2,766	7,7
			4 500	12 092	2,687	8,7
			5 000	13 519	2,704	9,6
3	300	520	3 000	9 635	3,212	4,3
			3 500	11 195	3,199	5,1
			4 000	12 735	3,184	5,8
			4 500	14 295	3,177	6,5
			5 000	15 835	3,167	7,2
	400	693	3 000	9 735	3,245	5,8
			3 500	11 295	3,227	6,7
			4 000	12 835	3,209	7,7
			4 500	14 395	3,199	8,7
			5 000	15 935	3,187	9,6

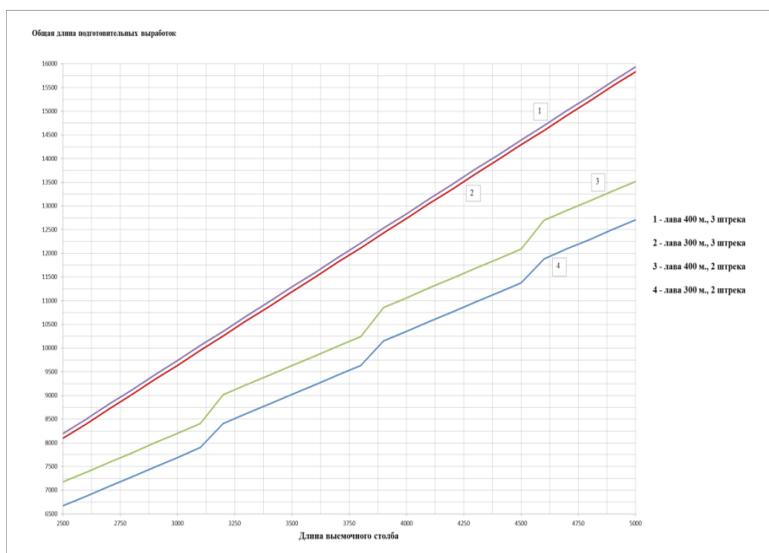


Рис. 3 – Зависимость общей длины подготовительных выработок от длины выемочного столба

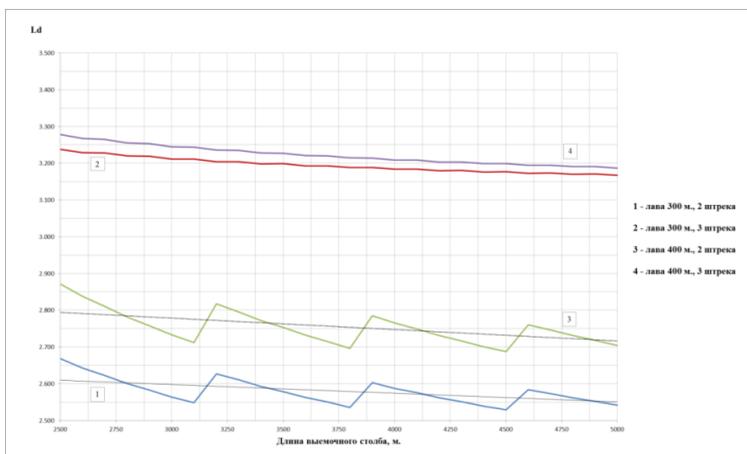


Рис. 4 – Зависимость коэффициента подвигания проходческих забоев от длины выемочного столба

Необходимо отметить, что кривые, описывающие подготовку двумя штреками, имеют характерные изломы, обусловленные тем, что количество диагональных сбоек описывается целым числом, зависящим от длины столба, и изменяющимся не постепенно. Это затрудняет использование коэффициента подвигания проходческих забоев для текущей корректировки отношения подготовительных и очистных работ.

Для трехштрековой подготовки сделать это значительно легче – например, если при длине столба 4000 м и длине лавы 300 м подвигание очистного забоя составляет 693 м/мес, подвигание проходческих забоев должно быть не менее 2207 м/мес. Максимальное значение коэффициента подвигания соответствует трехштрековой подготовке и длине лавы 400 м и равно 3,245, что предполагает суммарное суточное подвигание проходческих забоев до 56,3 м/сут. Полученные данные, вместе с горно-геологическими и горнотехническими условиями, характеристиками используемого оборудования, схемами проветривания и др. факторами, определяют количество одновременно действующих проходческих забоев, а значит и количество проходческих комплексов, требуемых для подготовки выемочного столба [4].

Таким образом, результаты работы могут быть использованы для эффективного планирования горных и подготовительных

работ, выбор необходимого оборудования, а также оценки проектных решений. Предложенный подход может быть использован при расчете соотношения между очистными и подготовительными работами на калийных рудниках.

### **Библиографический список**

1. Syd S. Peng. Longwall Mining. – West Virginia University, 2006. – 621 P.

2. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс». Том 3. Подземные горные работы. Книга двенадцатая. / Казанин О.И., Коршунов Г.И., Розенбаум М. А. [и др.] – Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014.

3. Казанин О. И. Воспроизводство очистного фронта при интенсивной отработке выемочных участков угольных пластов. Тезисы Кузбасского международного угольного форума, 2007 г.

4. Казанин О.И., Долоткин Ю.Н., Задавин Г.Д. Возможности и перспективы скоростного проведения выработок при многоштрековой подготовке выемочных участков на ОАО «Воркутауголь» // Уголь. – 2007, – №12. – с. 4-8

УДК 622.256.272.274.(047).54: 622.023.62-112

## **МЕХАНИЗАЦИЯ СМОЛОИНЪЕКЦИОННОГО УПРОЧНЕНИЯ ПРИКОНТУРНЫХ МАССИВОВ ВЫРАБОТОК**

**Конгар-Сюрюн Ч.Б.**

*Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г.Москва*

*Рассмотрена возможность улучшения механизации укрепления приконтурного массива выработок. Предложены варианты улучшения подачи инъекционного раствора в массив, рассмотрены различные технологические схемы подачи инъекционного раствора в приконтурный массив и предложена оптимальная схема нагнетания. Произведена классификация инъекционных растворов с точки зрения возможности их применения в различных по устойчивости породах и технологии инъектирования.*