Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института, том XXVII, вып. I, 1952 г.

О ВЫБОРЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО КРЫЛА ПОДМОСКОВНОГО БАССЕЙНА

Доц. А. И. Морозов

Введение

В последнее десятилетие угольная промышленность Подмосковного бассейна бурно развивается. К концу 1950 г. добыча угля в Подмосковном бассейне увеличилась в три раза по сравнению с довоенным уровнем.

В ближайшие годы темпы роста угольной промышленности будут значительно выше темпов, достигнутых в послевоенную пятилетку. В Подмосковном бассейне широким фронтом ведется шахтное строительство. Осваиваются новые месторождения западного крыла бассейна, залегающие в более сложных гидрогеологических условиях, чем месторождения южного крыла.

В настоящей статье освещается ряд вопросов, касающихся выбора системы разработки, ее элементов и способа управления горным давлением применительно к условиям буроугольных месторождений западного крыла Подмосковного бассейна.

Условия разработки

Буроугольные месторождения западного крыла Подмосковного бассейна — Селижаровское, Нелидовское и Дорогобужское — залегают в неустойчивых и обводненных породах. По геологическому строению они во многом аналогичны месторождениям южного крыла, что видно из сводных геологических разрезов, представленных на рис. 1. Предполагается разработка в Селижаровском и Нелидовском месторождениях по одному пласту, в Дорогобужском — двух пластов. Данные о мощности рабочих пластов на разведанных участках приводятся в табл. 1. Непосредственной кровлей и почвой угольных пластов являются в большинстве случаев глины и реже пески.

Гидрогеологические условия западного крыла значительно сложнее южного. На южном крыле Подмосковного бассейна, в районах современной разработки, напор подугольных упинских вод редко превышает 30 *м*. Водоносный горизонт надугольных песков и вышележащие водоносные горизонты в песках и известняках обычно являются ненапорными.

На западном крыле бассейна месторождения залегают на бóльших глубинах. Надугольные и подугольные водоносные горизонты почти

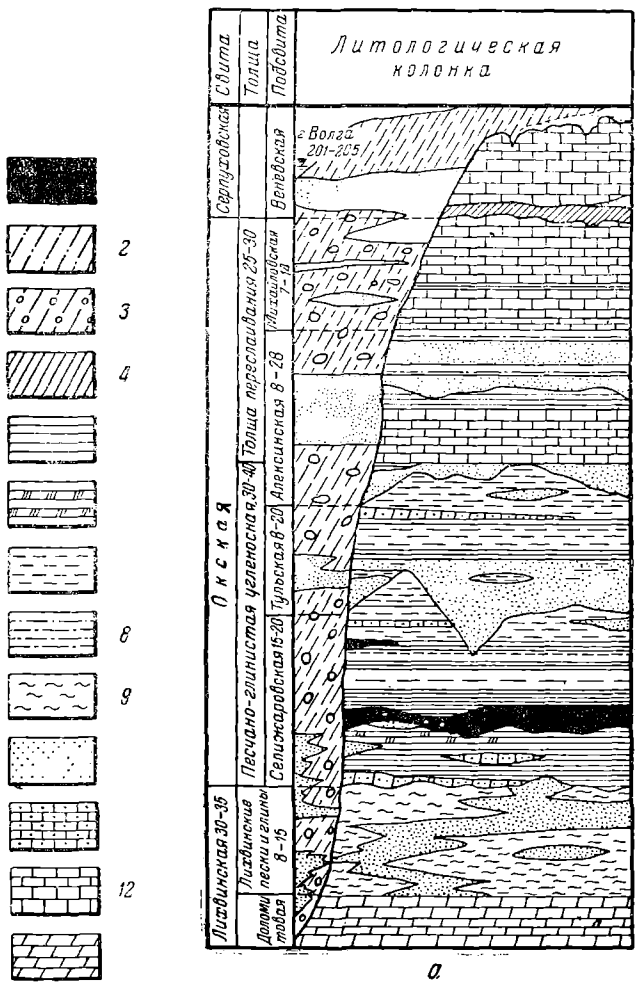
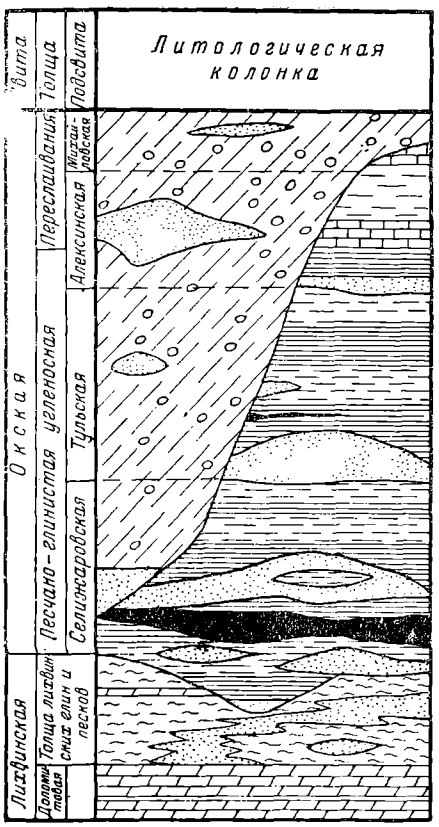
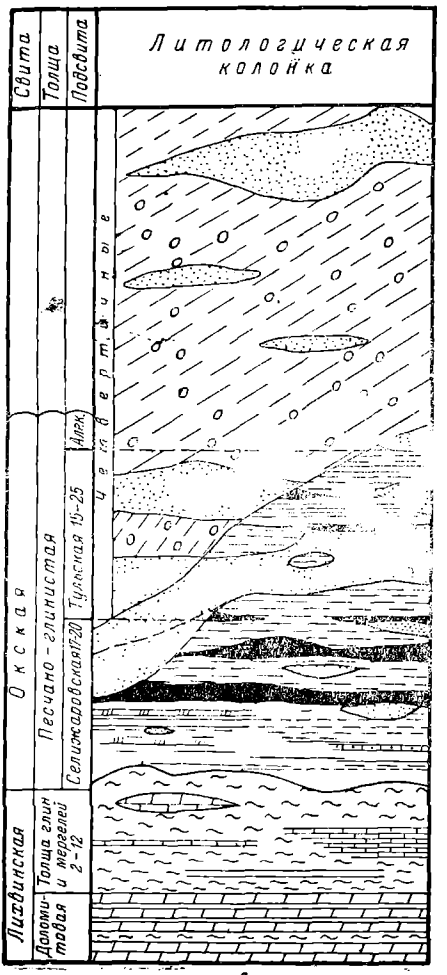


Рис. 1. Сводные геологические разрезы месторож

а — Селижаровский район; *б* — Нелидовский
уголь, *2* — супеси четвертичные, *3* — валунные глины и суглинки четвертичные, *4* глины
песчанистые, 9 — глины лихвинские, *10* — пески, *11* — песчаники,



б



в

дений западного крыла Подмосковного бассейна:

район; *в* — Дорогобужский район;
серпуховские, *5* — глины пластичные, *6* — глины сухарные, *7* — глины песчанистые, *8* — глины сильно
12 — известняк, *13* — доломиты и доломитизированные известняки

не дренированы. Водоносный горизонт в надугольных песках содержит воды с напором от 30 до 60 *м*. Воды подугольного водоносного горизонта в песках и доломитах имеют напор от 50 до 90 *м*.

Таблица 1

Месторождение	Мощность		
	минимальная	максимальная	средняя
Селижаровское	0,5	4	2,2
Нелидовское	0,75	4,7	2,5
Дорогобужское			
пласт нижний	0,7	2,8	1,6
пласт средний	1,8	3,45	1,85

Таким образом, угольные пласты этих месторождений сверху и снизу ограничены напорными водоносными горизонтами. Это ставит разработку месторождений в исключительно сложные условия, которые являются важнейшим фактором при выборе системы разработки, ее элементов и метода управления горным давлением, и должны быть учтены наряду с опытом разработки южного крыла Подмосковного бассейна.

Опыт разработки южного крыла Подмосковного бассейна

Разработка буроугольных месторождений на южном крыле Подмосковного бассейна началась в 1855 г. и на протяжении многих лет (до 1927 г.) производилась системой коротких столбов с выемкой заходками и обрушением кровли. Естественно, в этот период вырабатывались наиболее доступные части месторождений с благоприятными условиями.

Основными принципами подземной разработки в неустойчивых породах являются [14]: а) минимальная площадь обнажения кровли; б) минимальное время пребывания горных пород в обнажении.

При разработке вручную система коротких столбов с обрушением кровли вполне удовлетворяла этим принципам и получила в свое время широкое распространение. Выемка в коротких столбах велась заходками и реже — сплошным забоем.

Индустриализация нашей страны потребовала резкого повышения уровня добычи. Однако система коротких столбов не обеспечивала широкой механизации трудоемких процессов и препятствовала повышению уровня добычи и производительности труда. Это препятствие было преодолено путем замены системы коротких столбов системой длинных столбов с выемкой лавами и обрушением кровли. Таким образом, наша отечественная практика впервые осуществила разработку в неустойчивых обводненных породах длинными забоями-лавами. Внедрение новой системы, начавшееся в 1927 г., было прогрессивным явлением в технике разработки угля в неустойчивых породах. Переход на работу лавами позволил механизировать зарубку, отбойку и доставку угля. В результате этого среднемесячная производитель-

ность трудящегося по шахте в Подмосковном бассейне с 12,8 в 1927 г. возросла до 30,1 *т* в 1941 г. и 33,5 *т* в 1950 г., т. е. в 2,8 раза.

На первых порах длинные столбы нарезались без оставления между ними предохранительных целиков. Отсутствие опыта управления горным давлением в длинных забоях-лавах и боязнь больших обнажений кровли в неустойчивых породах обусловили появление переходных форм системы разработки и выемку длинных столбов старым способом — заходками.

В 1928/29 г. при выемке одиночных длинных столбов стали переходить от заходок к лавам, т. е. к одновременной выемке по всему фронту очистного забоя — по всей ширине столба. При этом столкнулись с трудностью поддержания второго выхода из лавы со стороны выработанного пространства. Попытка вести очистную выемку одновременно в нескольких столбах с опережением очистного забоя одного столба по отношению к другому на 12—15 *м* и поддерживать запасный выход органкой и кострами не увенчалась успехом. Завалы запасного выхода заставили изменить способ его поддержания. Длинный столб стали вынимать „лентами" с оставлением для охраны штреков целиков шириной от 3 до 4 *м*. Практика показала, что эти целики, вследствие незначительных размеров, быстро раздавливались и не предохраняли запасный выход. Поэтому размеры целиков были увеличены до 6—7 *м*. Так, в процессе становления новой системы возникла одна из разновидностей системы длинных столбов — система одинарных лав. В 1930 г. она уже приняла вид, сохранившийся до настоящего времени.

Позже стали нарезать длинные столбы парами, тремя выемочными штреками. Выемка их производилась, главным образом, „лентами" Между каждой парой столбов оставлялись предохранительные целики, вынимавшиеся частично со стороны завала при выемке „ленты" Нарезка парных столбов для выемки „лентами" по существу была первой формой парных лав. Парные лавы получили особенно широкое распространение.

Быстрое развитие парных лав в Подмосковном бассейне, начиная с 1932 г., обусловлено:

1) отставанием подготовительных выработок и стремлением сократить их объем, необходимый для развертывания очистных работ на выемочном участке;

2) значительной длительностью подготовки лавы к очистной выемке;

3) трудностями в снабжении оборудованием для доставки и транспортировки угля по выемочным штрекам;

4) тенденцией к концентрации добычи в немногих высокопроизводительных забоях.

В результате из двух вариантов системы длинных столбов в 1947 г. парные лавы составляли 84% общего количества лав в бассейне и одинарные лавы — 16%.

Рост выемки угля лавами на южном крыле Подмосковного бассейна приведен в табл. 2.

Соотношение между добычей лавами и заходками, сложившееся в 1948 г., сохраняется до настоящего времени.

Управление горным давлением в обоих вариантах — парных и одинарных лавах — повсеместно осуществлялось только методом полного обрушения. Другие методы не применялись.

Таблица 2

Добыча, %	Годы						
			1937	1938	1941	1943	1948
Лавами	0	25,5	44,5	58	82	82	95
Заходками	100	74,5	55,5	42	18	18	5

Практика эксплуатации месторождений южного крыла показывает, что основными трудностями при разработке являются завалы очистных и подготовительных выработок и прорывы в них воды и плывуна. Они нарушают нормальный режим работы участков и шахт, снижают производительность труда, скорость подвигания очистных и подготовительных забоев, вызывают дополнительные потери полезного ископаемого, потерю оборудования, затраты времени и средств для ликвидации аварий [15].

Анализ фактических материалов по завалам лав показывает, что основными причинами завалов являются: низкая устойчивость пород непосредственной кровли и перестой лав, т. е. медленное подвигание очистного забоя вследствие большой фактической продолжительности цикла.

Таким образом, завалы лав являются результатом отклонения от основных принципов разработки в неустойчивых породах.

Опыт показывает также, что решающее значение в борьбе с завалами лав принадлежит организационно-техническим факторам, которые поддаются регулированию.

Радикальным средством борьбы с завалами лав является увеличение скорости подвигания очистного забоя при сокращении до минимума ширины рабочего пространства и величины шага обрушения. Уже при подвигании очистного забоя со скоростью более 50 *м* в месяц (вместо существующей скорости подвигания порядка 30 *м* в месяц) забои не испытывают отмеченных выше трудностей (шахта № 18 „Болоховская“, шахта № 2 и др.).

Завалы в подготовительных выработках обусловлены, главным образом, неправильным ведением горных работ, недостаточно тщательным креплением штреков на новом прохождении и отсутствием систематического ремонта пройденных выработок в период их эксплуатации. Борьба с завалами в подготовительных выработках значительно легче, чем в очистных забоях. Она сводится к правильному ведению горных работ, тщательному креплению штреков при новом прохождении и систематическому текущему ремонту действующих выработок.

Большинство прорывов воды или плывуна происходит из кровли очистных и подготовительных выработок.

Анализ материалов по прорывам показывает, что основной причиной прорывов воды и плывуна из надугольных водоносных горизонтов является обрушение кровли в очистных и подготовительных выработках. На действующих шахтах южного крыла прорывы воды и плывуна из почвы сравнительно редки. Это объясняется, главным образом, незначительной величиной напора подугольных вод.

Таким образом, опыт разработки месторождений на южном крыле Подмосковного бассейна показывает, что преодоление трудностей подземной разработки, обусловленных совместным влиянием неустой-

чивости и обводненности вмещающих пород, при сохранении управления горным давлением методом полного обрушения, может быть достигнуто только при разработке с осушением и высоких скоростях подвигания очистных забоев-лав.

Выбор варианта системы разработки

Сходство геологических разрезов буроугольных месторождений южного и западного крыльев Подмосковного бассейна, а также опыт разработки на южном крыле позволяют считать, что при эксплуатации месторождений Селижаровского, Нелидовского и Дорогобужского районов целесообразно применять систему разработки длинными столбами с выемкой обратным ходом от границ выемочного участка.

Как отмечалось, по способу подготовки различают две разновидности системы длинных столбов: одинарные и парные лавы. Парные лавы могут иметь различные схемы доставки угля и различную организацию работ. В зависимости от этого они будут работать как спаренные, двойные или сдвоенные. Необходимо установить, какой из двух вариантов системы длинных столбов — парные или одинарные лавы — более целесообразны в данных условиях.

Проекты разработки шахтных полей Нелидовского, Дорогобужского и Селижаровского райнов, составленные Ленгипрошахтом в 1946—1950 гг., не давали данных для решения указанной задачи. Как выбор варианта системы, так и ее элементов в проектах не обосновывается. Так, например, проект шахты № 2 — Селищенской для наиболее трудных условий на западном крыле предусматривает разработку парными лавами. В то же время в сравнительно благоприятных условиях шахт № 2 и 3 „Нелидовских“ принимают одинарные лавы. Между тем, из практики южного крыла бассейна известно, что одинарные лавы целесообразно применять в более трудных гидрогеологических условиях. Однако для шахты № 4 „Нелидовской“, находящейся примерно в тех же условиях, что и шахты № 2 и 3, принимаются парные лавы.

В 1947/48 г. на страницах газеты „Шахтерская правда“ (Тула) проходила техническая дискуссия о выборе рационального типа лав в Подмосковном бассейне. В ходе дискуссии было установлено, что основными технико-экономическими показателями для установления наивыгоднейшего типа лав следует считать:

1) производительность труда рабочего по участку;
2) себестоимость 1 $т$ угля по участку;
3) объем подготовительных работ на 1 $м^2$ площади столба;
4) эксплуатационные потери угля по площади;
5) степень использования основного оборудования и возможность внедрения комбайнов;
6) безопасность ведения работ.

Сравнение парных и одинарных лав по фактическим и расчетным данным показало, что наилучшие показатели дают парные лавы при сдвоенной организации работ. Вместе с тем в дискуссии отмечалось, что парные лавы имеют серьезные недостатки: зависимость в работе лав и большую трудность поддержания крестов сборного штрека в тяжелых гидрогеологических условиях. Одинарные лавы свободны от этих недостатков.

Большая часть участников дискуссии признавала преимущества одинарных лав в тяжелых геологических и гидрогеологических условиях. Это мнение подтверждается и практикой. Во всех случаях,

когда выемка парными лавами становится невозможной, переходят к выемке одинарными лавами.

Рассмотрим сравнительные данные парных и одинарных лав и выберем тип лав для месторождений западного крыла, имея в виду, что ведущим показателем экономической эффективности того или иного варианта системы разработки является производительность труда.

До последнего времени очистной участок при работе парными лавами состоял обычно из пары лав, а при работе одинарными лавами — из одной лавы. Таким образом, для создания одного и того же фронта линии очистного забоя в парных лавах достаточно было иметь один очистной участок, а при одинарных лавах два очистных участка. Отсюда ясно, что персонал постоянного состава в двух одинарных лавах-участках будет в два раза больше, чем в парной лаве. Количество же рабочих сдельщиков при равных объемах работ должно быть одинаково в обоих случаях. Следовательно, при одинаковой суммарной добыче из парных и двух одинарных лав производительность труда рабочего по участку в одинарных лавах была несколько ниже чем в парных лавах, из-за большого количества работников постоянного состава.

В настоящее время, после укрупнения очистные участки объединяют две и более одинарные лавы. При этом условии количество рабочих постоянного состава в парных и одинарных лавах будет примерно одинаково.

Однако некоторые участники дискуссии, в частности И. А, Бабокин [1], считали, что в одинарных лавах даже производительность труда навалоотбойщика при прочих равных условиях ниже, чем в парных лавах. В доказательство этому И. А. Бабокин приводит данные, помещенные нами в табл. 3.

Таблица 3

Показатель	Единица измерения	Парные лавы	Одинарны	
			абсолютное значение	в процентах к парным лавам
Подвигание лавы за месяц	*м*	22,4	29,5	132
Добыча из одной лавы в сутки	*т*	85,0	101,0	119
Производительность навалоотбойщика	*т/смена*	6,2	4,6	74
Производительность рабочего по участку	*т/смена*	2,1	1,53	73

На основании своих данных (табл. 3) И. А. Бабокин делает вывод о том, что в тяжелых гидрогеологических условиях одинарные лавы дают еще большее, в сравнении с парными лавами, снижение производительности труда рабочих. В частности, производительность труда навалоотбойщиков в одинарных лавах, по мнению И. А. Бабокина, составляет только 74% производительности в парных лавах.

Анализ показывает, что это утверждение неправильно, так как условия работы в парных и одинарных лавах были различны. Рассмотрим этот вопрос несколько подробнее.

Возьмем действительно равные условия и определим производительность труда навалоотбойщиков, работающих в парной и одинарной лавах. При суточной добыче 85 *т* и производительности 6,2 *т/смена* в парной лаве на навалоотбойку затрачивается 85 : 6,2 = 13,7 чел.-смены и в одинарной лаве 101 : 4,6 = 22 чел.-смены. Для определения средней длины выработанной части лав примем типичные условия:

рабочую мощность пласта	2 *м*
объемный вес угля .	1,2 *т/м*^{3}
производительность пласта	2,4 *т/м*^{2}
глубину вруба	1,6 *м*.

При этих равных условиях выработанная часть лавы составит:

в парной лаве .	$\frac{85}{1{,}6 \times 2{,}4} = 22{,}1$ *м*;
в одинарной леве	$\frac{101}{1{,}6 \times 2{,}4} = 26{,}4$ *м*.

Зная эти величины, можно определить количество навалоотбойщиков в парной и одинарной лавах, а также величину участка для каждого навалоотбойщика. Потребность в навалоотбойщиках выразится количеством человек на 1 пог. *м* линии выработанного очистного забоя.

Она составит:

для парных лав	13,7 : 21,1 = 0,62
для одинарных лав	22 : 26,4 = 0,83

Фронт работы одного навалоотбойщика в пог. метрах составит:

для парных лав	22,1 : 13,7 = 1,62
для одинарных лав	26,4 : 22 = 1,21

Приведенное сравнение показывает, что данные о производительности труда, приведенные И. А. Бабокиным, получены при различных условиях работы. В одинарной лаве количество навалоотбойщиков больше, а величина участка меньше. Естественно, что в таких неравных условиях производительность труда в одинарной лаве искусственно занижена. При одинаковом количестве навалоотбойщиков на 1 *м* очистного забоя, в одинарной лаве должно быть 26,4 × 0,62 = 16,3 чел., а производительность труда навалоотбойщика будет 101 : 16,3 = = 6,2 *т/смена*, т. е. равна производительности навалоотбойщика в парной лаве (табл. 3).

Себестоимость находится в прямой зависимости от производительности труда. Однако для очистного участка она определяется не только производительностью труда. Себестоимость на участке складывается из прямой заработной платы и стоимости материалов. Даже в самых благоприятных условиях стоимость материалов составляет около 45% участковой себестоимости, из них до 40% падает на крепежный лес. Расход крепежного леса зависит от скорости подвигания очистного забоя. Чем больше скорость подвигания, тем меньше деформация кровли и меньше расход леса, так как крепление работает меньший промежуток времени и может быть облегчено. Это, в свою очередь, ведет к уменьшению трудовых затрат на крепление и к некоторому снижению себестоимости и по заработной плате.

Расход крепежного леса в зависимости от скорости подвигания, по данным В. И. Домбровского [2], приводится на рис. 2. Как видно, из графика, при увеличении скорости подвигания с 30 до 50 *м/мес* расход леса уменьшится примерно на 10 $м^3$ на 1000 *т* добычи, что дает снижение себестоимости только по крепежному лесу примерно на 18%, так как при скорости подвигания 50 *м/мес* расход леса составит 45 $м^3 : 55$ $м^3 = 0{,}82$ от расхода при скорости подвигания 30 *м/мес*.

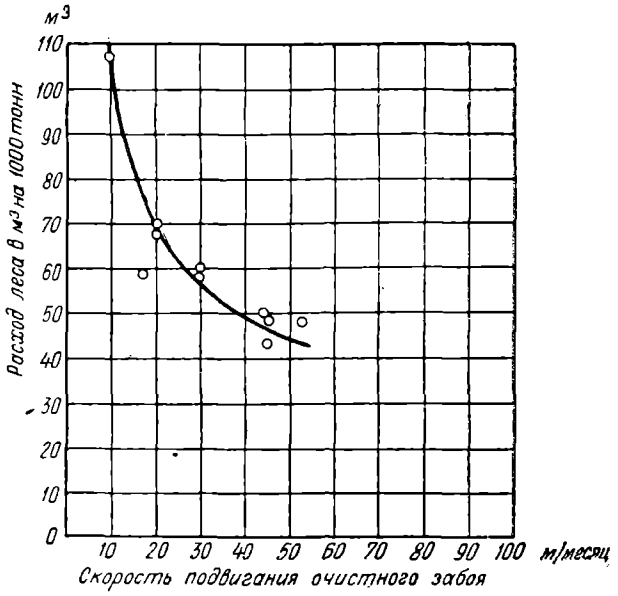


Рис. 2. Расход леса на призабойное крепление в зависимости от скорости подвигания очистного забоя

Практика же южного крыла показывает, что скорости одинарных лав всегда больше, чем парных лав, особенно при спаренной организации работ в лавах.

В одинарных лавах достигнуты рекордные скорости подвигания лав в Подмосковном бассейне. Так, коллектив участка № 5 (лава № 44), шахты № 2 треста Молотовуголь в июне 1950 г. дал скорость подвигания очистного забоя 90 *м/мес*, при длине лавы 47 *м*. Производительность труда рабочего увеличилась на 45%. На той же шахте коллектив участка № 6 (лава № 4), дал скорость подвигания 61 *м/мес*, при длине лавы 53 *м*. Производительность труда рабочего по участку достигла 4,05 *т/смена*.

Опыт работы лав № 44 и 4 показывает, что с увеличением скорости подвигания управление кровлей значительно облегчается.

В ходе дискуссии при сравнении парных и одинарных лав неоднократно указывалось, что объем подготовительных работ при нарезке выемочных участков парными лавами меньше, чем при нарезке одинарными лавами на 23—50% [3], [4], [5]. Мы считаем это утверждение ошибочным, вытекающим из сравнения идеальной схемы нарезки парных лав с реальной схемой нарезки одинарных лав.

Сравнение реальных схем приводит к другим результатам. Рассмотрим пример при следующих условиях: длина столба 300 *м*, длина одной лавы 50 *м* и ширина межлавного целика 8 *м*. За показатель

примем количество погонных метров подготовительных выработок на 1 *пог. м* очистного забоя, так как он наиболее нагляден и прост.

При нарезке парных лав проходятся: выемочные штреки, разрезная и вентиляционные сбойки через оба столба. Расстояние между вентиляционными сбойками в подавляющем большинстве случаев не превышает 100 *м* [6].

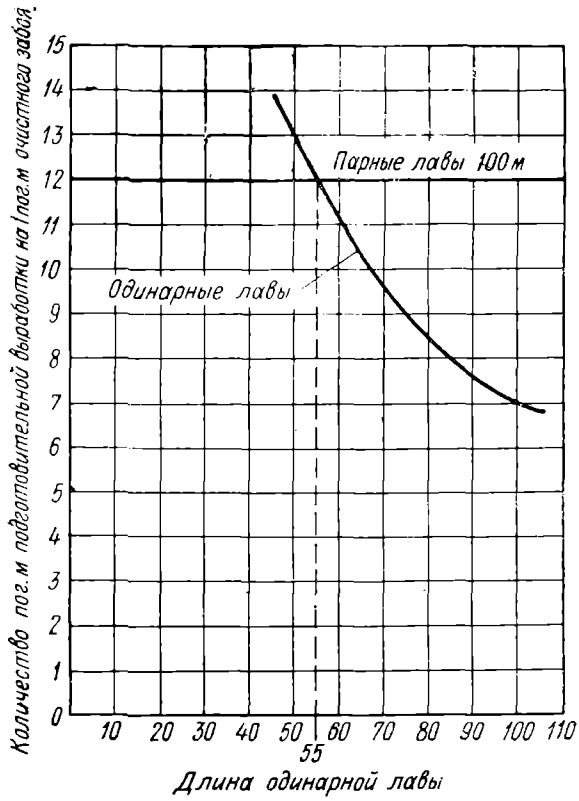


Рис. 3. Соотношение объемов подготовительных работ на 1 *пог. м* очистного забоя в парных и одинарных лавах при различной длине одинарных лав и длине столба 300 *м*

Для подготовки парной лавы с линией очистного забоя, равной 100 *м*, проходятся:

выемочных штреков .	$3 \times 300 = 900$ *м*
разрезная сбойка . .	$1 \times 100 = 100$
вентиляционных сбоек .	$2 \times 100 = 200$
Всего	1200 *м*

На 1 *пог. м* линии очистного забоя приходится 12 *пог. м* подготовительных выработок (рис. 3). Для подготовки двух одинарных лав с такой же длиной линии очистного забоя потребуется пройти:

выемочных штреков	$4 \times 300 = 1200$ *м*
разрезных сбоек	$2 \times 50 = 100$ *м*
Всего . .	1300 *м*

На 1 *пог. м* линии очистного забоя приходится 13 *пог. м* подготовительных выработок. Расчет показывает, что объем подготовительных работ в одинарных лавах превышает объем подготовительных работ при парных лавах примерно на 8,5%. С увеличением длины столба до 500 *м*. эта разница снижается до 5%.

Длина очистного забоя парной лавы редко превышает 100 *м*. Длина одинарной лавы более 50 *м* не только возможна, но и желательна, так как позволяет использовать для выемки полезного ископаемого наиболее передовую горную технику — горные комбайны.

Дискуссия показала, что при современном состоянии техники доставки угля и управления кровлей одинарные лавы представляют наибольшие технические и организационные удобства для освоения комбайновой выемки. На основании этого Технический совет Министерства угольной промышленности в 1948 г. принял постановление о применении одинарных лав длиной не менее 70 *м* при комбайновой выемке.

Это положение сохраняет свое значение и в настоящее время. Практика подтверждает правильность ориентировки на удлинение одинарных лав. Так, например, на шахте № 28 „Сталиногорской" парная лава № 13—15 при введении комбайна „Донбасс" превращена в одинарную лаву длиной 100 *м* и присечкой из межлавного целика 5 *м*. Работа в лаве проходила успешно.

Если учесть возможность удлинения одинарных лав, то для условий примера, рассмотренного выше, при длине одинарных лав 55 *м* объем подготовительных работ на 1 *пог. м* линии очистного забоя в парных и одинарных лавах будет одинаков (рис. 3).

В ходе дискуссии [4] указывалось, что потери угля по площади в одинарных лавах на 66% больше чем в парных. Однако эта величина не отражает действительного соотношения потерь по площади в парных и одинарных лавах. При работе парными лавами потери по площади слагаются из потерь в межлавных целиках и в целиках у вентиляционных сбоек.

Пусть длина столба будет равна 300 *м*, ширина межлавного целика 8 *м*. Межлавный целик извлекается обычно не более чем на 75% (6 *м*). Около вентиляционных сбоек теряется целик не менее 3 *м*. Потери в парных лавах составят:

в межлавных целиках	$2 \times 300 = 600$ *м*²
в целиках у вентиляционных сбоек	$2 \times 3 \times 100 = 600$ *м*²
Всего	1200 *м*²

В одинарных лавах при тех же размерах и степени извлечения межлавных целиков потери составят:

$$2 \times 300 \times 2 = 1200 \text{ м}^2.$$

Как видно из приведенного расчета, при длине столбов 300 *м* потери на площади в парных и одинарных лавах примерно одинаковы. При больших длинах столба потери в парных лавах будут увеличиваться за счет целиков у вентиляционных сбоек (рис. 4). Таким образом, преимущества парных лав в отношении потерь по площади сомнительны.

И. А. Бабокин [1] утверждает, что безопасность работ обеспечивается всеми разновидностями лав в равной мере, поэтому этот фактор не играет существенного значения при выборе типа лавы. Это

не верно. В одинарных лавах подвигание очистного забоя более быстрое, чем в парных. Устойчивость кровли увеличивается, давление на крепь уменьшается, поэтому опасность пережимов и завалов лав и штреков уменьшается.

Наряду с рассмотренными факторами не следует упускать из вида организационного фактора, имеющего в большинстве случаев решающее значение. К сожалению, в дискуссии он считался второстепенным и не получил должного освещения [1].

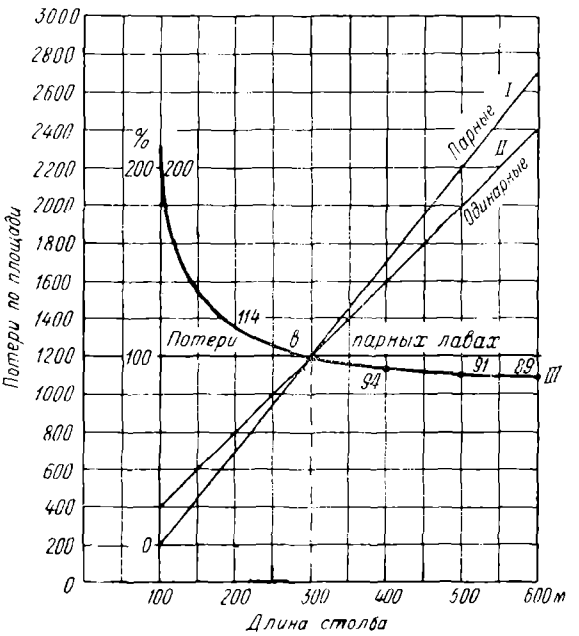


Рис. 4. Потери по площади и их соотношение в парных и одинарных лавах в зависимости от длины столба

I — потери в парных лавах, *II* — потери в одинарных лавах, *III* — кривая отношения потерь в одинарных лавах к потерям в парных лавах

Между тем, организация цикличной работы является в настоящее время, наряду с механизацией трудоемких работ, важнейшим средством повышения производительности труда. Характерно в связи с этим высказывание одного из лучших начальников участков шахты № 7 треста Скуратовуголь т. Хмель: „Я с интересом слежу за технической дискуссией о выборе типа лав. Особенно привлекают меня мнения начальников участков. Все они высказываются за спаренные лавы. Однако, мне кажется, в одинарных лавах можно работать более эффективно и производительно, чем в спаренных.

Сама работа в одинарной лаве дисциплинирует начальника участка, приучает его к четкости и точности. Вся подготовка должна быть произведена в наиболее сжатые сроки, иначе навалоотбойщики будут простаивать и добыча сорвется. А это заставит не только самих нас внимательно следить за выполнением в срок всех подготовительных работ, но и приучать горняков к точности и исполнительности.

Одинарные лавы могут давать высокую добычу. Только для этого все они должны работать не на трехсменном, а на двусменном режиме" [7].

М. Перкуль считал одним из коренных недостатков одинарных лав их меньшую приспособленность по сравнению с парными к непрерывной трехсменной выдаче угля [8]. Сейчас, когда принят двусменный режим работы участка по выдаче угля лишний раз подчеркивается простота и преимущества организации работ в одинарных лавах.

Для полноты сравнительной характеристики парных и одинарных лав необходимо отметить еще один момент. При работе парными лавами добыча сконцентрирована и выдается из 2—3 пар лав, обеспечивающих выполнение плана шахты. В трудных гидрогеологических условиях прорывы воды и плывуна в парных лавах труднее изолировать. Они могут вывести из строя большую линию очистного забоя и тем резко снизить мощность шахты. Одинарные лавы более благоприятны в этом отношении.

На основании изложенного мы считаем, что при разработке месторождений Нелидовского, Дорогобужского и Селижаровского районов необходимо ориентироваться на выемку угля комбайнами. Учитывая трудные гидрогеологические условия и характер механизации, считаем целесообразным для разработки указанных месторождений рекомендовать одинарные лавы.

Выбор метода управления горным давлением

При выборе метода управления горным давлением необходимо учитывать гидрогеологические условия шахтного поля. Наличие водоносных горизонтов, содержащих напорную воду над угольным пластом, создает постоянную угрозу прорыва надугольных вод в горные выработки как при проходке подготовительных выработок, так и при производстве очистных работ.

В рассматриваемых условиях возможность прорыва вод в горные выработки будет определяться структурой надугольной толщи, методом управления горным давлением, а интенсивность прорыва — напорным или свободным характером вод в надугольных водоносных горизонтах.

Как показывает опыт южного крыла, прорывы воды из кровли в горные выработки всегда связаны с обрушением кровли. Поэтому практика разработки угля в неустойчивых обводненных породах поставлена перед альтернативой: либо отказаться от управления горным давлением методом полного обрушения и работать без осушения, сохраняя ненарушенным естественный гидрогеологический режим покрывающей толщи, либо сохранить управление горным давлением методом полного обрушения и вести разработку с осушением пород кровли.

Сохранение естественного режима надугольных водоносных горизонтов зависит, главным образом, от метода управления горным давлением в очистных забоях.

Обычно считают, что естественный гидрогеологический режим водоносных горизонтов покрывающей толщи не нарушается, если управление горным давлением осуществляется:

1) поддержанием кровли в выработанном пространстве навсегда покидаемыми целиками полезного ископаемого;

2) поддержанием кровли при помощи полной закладки выработанного пространства;

3) поддержанием кровли при помощи частичной закладки выработанного пространства;

4) плавным опусканием кровли в выработанном пространстве.

Считают также, что естественный гидрогеологический режим надугольных водоносных горизонтов нарушается при управлении горным давлением методами частичного и полного обрушения кровли выработанного пространства.

Рассмотрим возможность сохранения естественного гидрогеологического режима при различных методах управления горным давлением в условиях неустойчивых водоносных пород западного крыла Подмосковного бассейна.

Управление горным давлением путем оставления навсегда покидаемых целиков полезного ископаемого, казалось бы, наилучшим образом отвечает условиям неустойчивых водоносных пород с точки зрения сохранения естественного режима подземных вод. Этот метод делает необходимым применение камерной системы разработки и вызывает большие потери полезного ископаемого (не менее 50% запасов). Вместе с тем, возникновение прорывов в штреках говорит о том, что при этом методе управления горным давлением в очистных работах мы не гарантированы от прорывов воды в камерах.

Метод управления горным давлением при помощи полной закладки выработанного пространства весьма благоприятен для сохранения естественного режима надугольных водоносных горизонтов. Он обеспечивает незначительные величины и плавность сдвижения пород надугольной толщи и дает возможность наиболее полно извлекать полезное ископаемое. Однако в практике разработки в неустойчивых породах он обычно не применяется, главным образом, по соображениям экономическим.

Разработка с полной закладкой в больших масштабах при рабочей мощности порядка 2—2,5 *м* требует организации дорогостоящего закладочного хозяйства даже при наличии закладочного материала на месте работ. Отсутствие закладочного материала вблизи от места работ еще более удорожает работу по закладке и будет ложиться тяжелым бременем на себестоимость добываемого угля. В отечественной практике этот метод для рассматриваемых условий не применялся.

Нечеткая работа по закладке и отставание закладки от очистных работ в условиях неустойчивых пород может повести к перестою лав и завалу их еще до производства закладки. Таким образом и в этом случае не исключена возможность возникновения прорывов при производстве очистных работ.

Метод управления горным давлением при помощи частичной закладки применяется при наличии в непосредственной кровле устойчивых пород, обрушающихся только при больших площадях подработки. В рассматриваемых условиях непосредственная кровля такого типа не встречается и метод не может быть применен.

Управление горным давлением методом плавного опускания не вызывает нарушения естественного режима надугольных водоносных горизонтов. Покрывающая толща пород смещается без разрыва сплошности пород. Однако такой метод применяется при разработке, главным образом, маломощных пластов и при наличии устойчивых, но пластичных пород в кровле, способных давать значительные прогибы кровли без разрыва ее.

Для нормального хода опускания кровли выработанное пространство должно быть очищено от призабойной крепи, чтобы не мешать равномерному опусканию кровли. В рассматриваемых условиях, когда в кровле угольного пласта залегают неустойчивые породы — глины, создание больших обнажений в выработанном пространстве практически невозможно.

При вынимаемой мощности 2—2,5 *м* и при наличии тяжелой непосредственной кровли трудно осуществить плавное опускание ее. Глины, в силу их малой прочности, при прогибе кровли над выработанным пространством расслаиваются и распадаются на глыбы значительно раньше, чем кровля опустится на почву очистного забоя.

При средних и легких кровлях плавное опускание тем более невозможно. В Подмосковном бассейне плавное опускание не применялось.

Метод частичного обрушения применяется в тех случаях, когда в непосредственной кровле залегают породы, благоприятные для обрушения, но по мощности недостаточные для заполнения выработанного пространства, а выше залегают породы более устойчивые, но способные к слабому прогибу. В рассматриваемых же условиях над глинами залегают пески, содержащие напорную воду. Очевидно, частичное обрушение не устраняет трудностей, связанных с частичной закладкой, и вместе с тем не обеспечивает сохранения естественного режима надугольных водоносных горизонтов, вследствие обрушения кровли между бутовыми полосами. Поэтому применение этого метода нецелесообразно.

Метод полного обрушения кровли был единственным методом, который применялся с начала разработки бурых углей в Подмосковном бассейне. Правда, до последнего времени разрабатывались преимущественно части месторождений с благоприятными гидрогеологическими условиями, но зато без осушения. Разработка сильно обводненных месторождений значительно сложнее, но при имеющихся в настоящее время средствах осушения она несомненно возможна и целесообразна.

Краткий анализ рассмотренных методов управления горным давлением в условиях неустойчивых обводненных пород показывает, что ни один из методов не гарантирует сохранения естественного гидрогеологического режима в процессе разработки, несмотря на большие потери угля или значительные затраты на полную закладку выработанного пространства.

Таким образом, при разработке длинными столбами нет оснований отказываться от широко распространенного и освоенного метода управления горным давлением — полного обрушения кровли.

При этом следует иметь в виду, что при определенной структуре, покрывающей толщи даже при полном обрушении кровли, естественный гидрогеологический режим надугольных водоносных горизонтов может быть сохранен не нарушенным. Это возможно при значительной мощности надугольных глин, когда зона обрушения не выходит за пределы пласта надугольных глин и водоупорное ложе надугольного горизонта не нарушается. Явление самозакладки обусловлено разрыхлением глин при обрушении. Значение коэффициента разрыхления для глин колеблется в пределах от 1,2 до 1,33 [9]. Мощность глин в зоне обрушения, необходимая для самозакладки, определяется из выражения:

$$m = \frac{m_0}{k-1}, \qquad (1)$$

где m_0 — рабочая мощность;

k — коэффициент разрыхления.

При $m_0 = 2 - 2{,}5$ *м* и $k = 1{,}3$ мощность глин, необходимых для самозакладки (m), должна быть не менее 6,7—8,3 *м*. Для предотвращения опасности прорыва мощность надугольного пласта глины должна превышать величину m не менее чем на 3 *м*.

Разведочные данные по шахтным полям буроугольных месторождений Нелидовского, Дорогобужского и Селижаровского районов показывают, что такие мощности надугольных глин встречаются только на отдельных участках шахтных полей. Поэтому большинство выемочных участков необходимо разрабатывать с предварительным осушением водоносных горизонтов покрывающей толщи и, прежде всего, водоносного горизонта в надугольных песках, который представляет наибольшую и непосредственную опасность. На время очистных работ он должен осушаться.

Опыт очистной выемки (хотя и незначительный) в лавах южного крыла шахты № 2 — „Нелидовской" подтверждает возможность ведения работ с обрушением кровли. Обрушение кровли в лавах южного крыла шахты № 2 при осушенных надугольных песках протекало нормально. Водоносные горизонты в четвертичных песках не были затронуты зоной обрушения и не реагировали на обрушение кровли в очистных забоях. Притоки воды из очистных работ в связи с обрушением не увеличились. Безопасность работ с обрушением при этих условиях увеличивается.

Выбор элементов системы разработки

Основными конструктивными элементами системы одинарных лав являются: длина столба (выемочного участка), длина лавы (ширина столба) и ширина межлавного целика.

Сумма двух последних элементов с учетом ширины выемочных штреков составляет ширину выемочного участка.

Система разработки есть порядок ведения подготовительных и очистных работ, определяемый развитием орудий производства, применяемых для добычи полезного ископаемого в конкретных естественных условиях. Из самого определения понятия следует, что система разработки не стабильна, она развивается, совершенствуется. Движущей силой этого развития являются орудия производства — механизация, применяемая для добычи полезного ископаемого. Наглядным примером этого влияния может служить практика южного крыла Подмосковного бассейна, когда в одних и тех же горногеологических условиях элементы системы разработки непрерывно изменялись под влиянием механизации.

В период перехода от коротких столбов к длинным доставка угля по выемочным штрекам производилась в вагонетках, откатываемых вручную. При ручной откатке вагонеток длина столбов не превышала 100—150 *м*. Увеличение длины столба приводило к резкому снижению производительности труда забойщика и откатчика. В свою очередь, ограниченная длина столба вынуждала делить шахтное поле на панели, что увеличивало объем подготовительных работ. Появление и внедрение новых средств для транспортирования угля по выемочным штрекам, например, ленточных конвейеров, позволило увеличить длину столбов до 350 *м* и более и во многих случаях перейти на беспанельную выемку шахтного поля, сокращающую объем подготовительных работ.

Длина очистного забоя также изменилась. Совершенствование средств доставки вдоль забоя было основной причиной увеличения длины лав. В первые годы работы лавами длина их не превышала 10 *м*. С 1932 г. начинают внедряться качающиеся конвейеры, работающие удовлетворительно при длине става до 40 *м*, в связи с чем длина лав начинает увеличиваться. С 1939 г. стали внедрять скребковые конвейеры СТ-5, более приспособленные к сложной гипсометрии пластов. Однако имевшиеся в то время модели конвейров ограничивали длину лав 50 *м*. Современные модели скребковых конвейеров имеют длину става более 100 *м* на один привод, что открывает широкие возможности для дальнейшего увеличения длины лав.

Рост длины лав с 1927 по 1950 гг. показан в табл. 4[1].

Таблица 4

Год			1936		1947	
Средняя длина лав, *м* .	10	17,8	38	44	44	48[1]

Увеличение длины лав было и остается положительным моментом в развитии системы разработки, так как ведет к уменьшению объема подготовительных работ на 1 *пог. м* линии очистного забоя и создает условия для внедрения и полной загрузки передовой горной техники. Вместе с тем, естественные условия остаются также важным фактором, влияющим на величину элементов системы, причем важнейшими из них являются устойчивость и обводненность вмещающих пород. Они должны быть также учтены при выборе элементов системы разработки.

Практические данные по ведению очистных работ на шахтах Нелидовского района пока еще незначительны. В 1950 г. получены некоторые гидрогеологические данные и данные об устойчивости горных пород в подготовительных выработках, позволяющие рассмотреть вопрос о параметрах системы разработки применительно к конкретным условиям, с учетом опыта южного крыла Подмосковного бассейна.

Выбор длины столба. В Подмосковном бассейне длина столба до 1940 г. определялась средствами транспорта по выемочным штрекам и составляла не более 350 *м*. Однако такой метод не давал ответа на вопрос — является ли установленная длина столба наивыгоднейшей.

Для отыскания наивыгоднейшей длины столба широко используется аналитический метод, в основе которого лежит принцип минимальных затрат. Решение этой задачи в общем виде дано академиком Л. Д. Шевяковым.

По методу Л. Д. Шевякова эта задача решена А. П. Судоплатовым и для условия Подмосковного бассейна [10]. Длина столба определена в зависимости от стоимости проведения панельных штреков, поддержания выемочных штреков и транспортирования угля по выемочному штреку. В этих расчетах ширина выемочного участка считается известной. При ширине выемочного участка 115 *м* наивыгоднейшая длина одностороннего выемочного поля, разрабатываемого одинарными лавами, получилась равной 380 *м* [11],

[1] Данные по комбинату Тулауголь [13].

Большая длина столба целесообразна по ряду соображений. Во многих случаях увеличение длины столба позволяет перейти к беспанельной схеме нарезки шахтного поля, т. е. отказаться от проведения панельных штреков и тем намного сократить объем подготовительных работ.

Большая длина выемочного столба позволяет также увеличить срок службы выемочного участка, что способствует ритмичной работе участка. Вместе с тем, увеличение длины столба и срока его отработки в условиях неустойчивых пород приводит к значительным деформациям крепи выемочных штреков и увеличению расходов на ее поддержание, особенно возрастающих при дующих породах почвы. Очевидно, это ведет к уменьшению длины столба.

На шахте № 2 „Нелидовской" столкнулись со значительным пучением пород почвы в горизонтальных выработках. Весьма интересны наблюдения С. М. Шайтанова (ВНИМИ), проводившиеся в 1949—50 г. на этой шахте. Они показали, что пучение почвы наблюдается во всех выработках, закрепленных деревянным креплением, отличаясь лишь степенью интенсивности. Выяснилось, что интенсивность пучения зависит в основном от глубины подрывки глин в почве штреков при проходке и степени увлажнения глин. С увеличением глубины подрывки и влажности глин интенсивность поддувания увеличивается.

Те же наблюдения показали, что основными причинами пучения глин являются опорное горное давление и разбухание глин вследствие их увлажнения. Так, например, в первом выемочном западном штреке, пройденном в 1949 г. величина и интенсивность поддувания уменьшались по мере удаления от главного откаточного южного штрека (табл. 5).

Таблица 5

Расстояние замерной станции от главного откаточного южного штрека, *м*	Время существования выработки, мес.	Средняя скорость поддувания, *мм/сутки*	Объем выпученной породы на 1 пог. *м* выработки, $м^3$
10	9,5	6,4	2,5
20	9,5	3,1	1,6
30	9,0	2,5	1,3
40	9,0	1,8	0,9
50	9,0	1,0	0,5

Уменьшение интенсивности поддувания по длине штрека объясняется уменьшением подрывки глин в почве при проходке. В начале штрека величина подрывки почвы была 0,3 *м*, в конце штрек проходился без подрывки по углю. Резкому увеличению скорости поддувания на десятиметровом отрезке штрека способствовало также наличие крестов и обводненность участка в течение года до его перекрепления.

Увеличение давления в местах пересечения выработок за счет увеличения опорного давления подтверждается также скоростями поддувания при ведении очистных работ. Так, в первом и третьем выемочных западных штреках на расстоянии до 20 *м* от очистного пространства средняя скорость поддувания почвы в штреках, пройденных без подрывки почвы, достигла 10—12 *мм/сутки*.

Опыт шахты № 2 „Нелидовской" показывает, что деревянная крепь, в зависимости от ее типа, служит от 3 до 9 месяцев. Так, в однопутевых штреках, пройденных с подрывкой глины в почве, крепление неполными дверными окладами на продольных лежанах с заглублением ножек приходит в негодность через 2—3 месяца из-за сближения ножек и поломки верхняков.

Сплошная крепь полными дверными окладами приходит в негодное состояние через 3 месяца из-за поломки лежанов.

Штрек, закрепленный неполными дверными окладами, приходит в негодность через 5 месяцев из-за выдавливания ножек и поддувания почвы. Штрек, крепленный полными дверными окладами вразбежку до 1 *м* со средним прогоном и установкой в промежутках неполных дверных окладов, служит до 6 месяцев и выходит из строя из-за поломки лежанов.

Опыт шахты № 2 „Нелидовской" показал, что наиболее устойчивым типом крепи выемочных штреков оказались полные дверные оклады вразбежку до 1 *м*, с двумя боковыми прогонами и неполными дверными окладами в промежутках. Это крепление оставалось в удовлетворительном состоянии даже через 9 месяцев после установки.

Учитывая, что в большинстве шахтных полей мощность пласта позволит проходить выемочные штреки без подрывки почвы и что вода из надугольных песков будет отводиться дренажными канавами, можно принять длину столбов 350—400 *м*.

Выбор длины очистного забоя. Вопрос о наивыгоднейшей длине очистного забоя в условиях Подмосковного бассейна представляет практический интерес, особенно в настоящее время, в связи с внедрением горных комбайнов и стремлением к максимальному использованию больших возможностей этих машин. Однако этот вопрос не получил должного освещения в горнотехнической литературе. Чаще всего авторы указывают, что ширина выемочного поля определяется обычно местными условиями и считают эту величину известной [11].

Аналитический метод определения наивыгоднейшей длины очистного забоя, основанный на принципе минимальных затрат, не дал положительных результатов. Расчеты, учитывавшие стоимость проведения и поддержания панельных и выемочных штреков, стоимость доставки по выемочным штрекам и очистному забою, годовое подвигание очистного забоя, производительность пласта и коэффициент извлечения давали значения длины очистного забоя того же порядка, как и длина столба или ширина панели. Этот результат получен без учета важнейших технических, горногеологических и организационных факторов. Вместе с тем эти факторы существенно влияют на длину очистного забоя и в большинстве случаев эту длину определяют. Попытки выразить влияние этих факторов на длину забоя математически не привели пока к успеху. Учитывая, что указанные факторы в большинстве случаев являются доминирующими над расходами, учтенными при аналитическом методе, длину очистного забоя целесообразно устанавливать путем их анализа, а не аналитическим расчетом.

Рассмотрим влияние этих факторов на длину очистного забоя.

Важнейшим техническим фактором является механизация очистных работ. Новейшая отечественная горная техника — горные комбайны, скребковые конвейеры и др. не только делают возможным увеличение длины очистного забоя по сравнению с существующей, но со всей необходимостью требуют этого увеличения, ибо рациональное

использование этих механизмов, их полная загрузка, а следовательно, и повышение производительности труда возможны только в длинных очистных забоях. В коротких забоях не могут быть использованы все возможности этих машин, так как время на подготовительные и заключительные операции при выемке составляют больший удельный вес в рабочем дне, чем в длинных забоях.

Хронометражные наблюдения, практические данные и расчеты показывают, что при комбайновой выемке длина очистного забоя должна быть не меньше 70—80 *м*. Современные конвейеры для доставки угля в забое и выемочных штреках имеют большую пропускную способность (до 100 *т/час*) и не препятствуют увеличению длины забоя даже до 100 *м*, при выемке пластов мощностью до 3,5 *м* и двух добычных сменах в сутки. Так, например, в 1950 г. на шахте № 28 „Сталиногорской" парная лава № 13—15 после введения комбайна „Донбасс" вырабатывалась одним забоем длиной 100 *м*. При этом технико-экономические показатели работы лавы улучшились по сравнению с работой парными лавами.

Наряду с техническими факторами большую роль играют и горно-геологические: устойчивость кровли, форма очистного забоя и гидрогеологические условия выемочного участка. Устойчивость горной породы в обнажении является функцией нескольких переменных: прочности пород, времени, площади и формы обнажения. При прочих равных условиях одним из критериев устойчивости кровли горных выработок, а следовательно, и величины горного давления может служить эквивалентный пролет, предложенный проф. В. Д. Слесаревым [12]. Этот показатель характеризует устойчивость горных пород в обнажении и позволяет сопоставлять ее в забоях, различных не только по длине, но и по форме, и в частности в очистных забоях.

В проектах Ленгипрошахта обоснование длины очистного забоя дается в одной фразе: „ширина столба (длина лавы) определяется условием управления кровлей" Очевидно, здесь имеется в виду зависимость между величиной горного давления в очистном забое и длиной очистного забоя, причем принятие лав длиной порядка 30—45 *м* имеет целью уменьшение горного давления и облегчение управления кровлей.

Рассмотрим вопрос о влиянии длины очистного забоя на величину эквивалентного пролета и горного давления в очистном забое на примере шахты № 2 „Нелидовской" Для одинарной лавы (рис. 5) величина эквивалентного пролета $l_{экв}$ определится выражением:

$$l_{экв} = \frac{2 \cdot a \quad b}{2b + a}, \qquad (2)$$

где a — длина лавы, *м*;

b — ширина призабойного пространства, *м*.

В настоящее время обрушение кровли ведется обычно через два вруба и шаг обрушения равен приблизительно 4 *м*. Ширина ходка при комбайновой или машинной зарубке равна 2 *м*. Таким образом, наибольшая ширина поддерживаемого призабойного пространства b может быть принята равной 6 *м*. При $b = 6$ *м* определим $l_{экв} = f(a)$. (табл. 6, рис. 6)

Из табл. 6 и рис. 6 видно, что при увеличении длины лавы с 20 до 100 *м* (т. е. в 5 раз) эквивалентный пролет увеличился лишь с 7,5 до 10,7 *м* (т. е. на 43%).

Увеличение эквивалентного пролета приводит к уменьшению устойчивости кровли и некоторому возрастанию горного давления.

По В. Д. Слесареву эквивалентный пролет $l_{экв}$ и величина горного давления в очистном забое p связаны зависимостью

$$p = \gamma h - 2\sigma_p \frac{h^2}{l_{экв}^2} \qquad (3)$$

При постоянном $b = 6$ *м*

$$l_{экв} = \frac{2 \cdot a \cdot b}{2b + a} = \frac{12a}{12 + a}. \qquad (3')$$

Заменив $l_{экв}$ в выражении (3) его частным значением (3′) установим зависимость

$$p = f(a).$$

Установим величину p для лавы в условиях шахты № 2 „Нелидовской", приняв за основу расчета разрез по скважине № 25 и значения временных сопротивлений и объемных весов, определенных в лаборатории Ленинградского горного института (табл. 7).

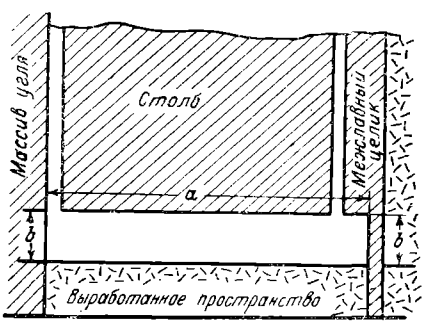


Рис. 5. Схема одинарной лавы для определения величины эквивалентного пролета

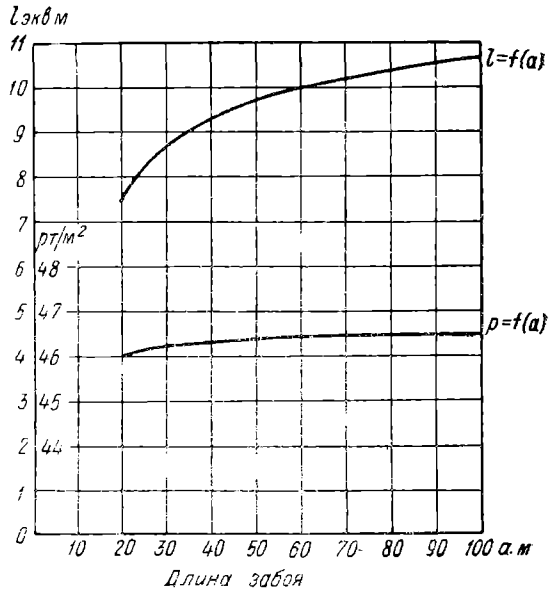


Рис. 6. Изменение величины эквивалентного пролета лавы и среднего значения величины горного давления в рабочем пространстве в зависимости от длины очистного забоя (лавы)

Подсчет по методу „скользящей выработки" [12] дает приведенный объемный вес надугольных глин с учетом давления вышележащих пород $\gamma_{пр} = 23{,}4$ *т/м*³.

Таблица 6

a, *м*	20	30	40	50	60		80	90	
$l_{экв}$, *м*	7,5	8,6	9,2,	9,7	10,0	10,2	10,4	10,6	10,7

Метод расчета средней величины горного давления, предложенный В. Д. Слесаревым, дает величины, близкие по сравнению с величинами, полученными путем непосредственных замеров горного давления в 1949/50 г. на шахте № 2 „Нелидовской".

Таблица 7

Порода	возраст	Мощность h,	Объемный вес γ	Временное сопротивление разрыву σ_p, $т/м^2$	Примечание
Валунная глина	Q	3,8	2	3	Условно
Песок верхний	Q	12	1,6	0	
Валунная глина	Q	10	2	3	
Песок нижний	Q	3	1,6	0	
Глина пластичная	C_1^{Si}	6	2	5	
Песок надугольный	C_1^{Si}	2	1,6	0	
Глина надугольная	C_1^{Si}	2	2	5	

Так, для условий 5-го выемочного западного штрека шахты № 2 „Нелидовской“ (гнездо № 6), при ширине штрека по верху $l = 2$ *м*, величина горного давления по расчету получается:

$$p = \gamma_{пр} h - 2\sigma_p \frac{h^2}{l^2} = 23{,}4 \cdot 2 - 2 \cdot 5 \frac{2^2}{2^2} \approx 36{,}8 \ т/м^2.$$

Средняя величина нормального горного давления, полученного С. М. Шайтановым в этой выработке непосредственным замером, составляет приблизительно 35 $т/м^2$.

Хорошее совпадение расчетных и практических данных дает основание распространить этот метод расчета и на очистные забои для определения приближенного значения величины горного давления в лаве.

Пользуясь той же величиной приведенного объемного веса $\gamma_{пр} = 23{,}4$ $т/м^3$, определим среднее давление в рабочем пространстве лавы

$$p = \gamma_{пр} h - 2\sigma_p \frac{h^2}{l^2_{экв}} = 23{,}4 \cdot 2 - 2 \cdot 5 \frac{2^2}{7{,}5^2} \cong 46{,}1 \ т/м^2.$$

Изменение величины среднего давления в рабочем пространстве лавы p в связи с увеличением длины очистного забоя представлено в табл. 8 и на рис. 6.

Таблица 8

	20	30	40	50	60			90	100
P, $т/м^2$	46,1	46,26	46,33	46,37	46,40	46,42	46,43	46,44	46,45

Данные табл. 8 показывают, что при увеличении длины лавы в пять раз, величина давления в очистном забое возросла менее чем на 1%.

Сказанное свидетельствует о том, что увеличение длины очистного забоя практически не влияет на величину горного давления в очистном забое и, следовательно, горное давление не ограничивает длины лавы. Величина горного давления в лаве определяется в основном шириной призабойного пространства и способом выемки угля.

Другим фактором, определяющим длину очистного забоя, являются гидрогеологические условия выемочного участка. Обводненность надугольных песков ограничивает увеличение длины лавы даже в тех

случаях, когда производится их осушение. Длина лавы будет определяться радиусом влияния забивных фильтров, расположенных в выемочных штреках, величиной коэффициентов фильтрации $k_ф$, водоотдачи β, и времени осушения t.

Исследованиями Н. Г Паукера установлено, что величина коэффициента фильтрации для надугольных песков колеблется от 0,2 до 4,5 *м/сутки* (рис. 7), причем преобладают значения $k_ф$ от 1 до 3 *м/сутки*. Величина коэффициента водоотдачи колеблется в пределах от 0,1 до 0,2. Время осушения столба должно быть минимальным. Но при этом должны учитываться два момента: необходимый резерв

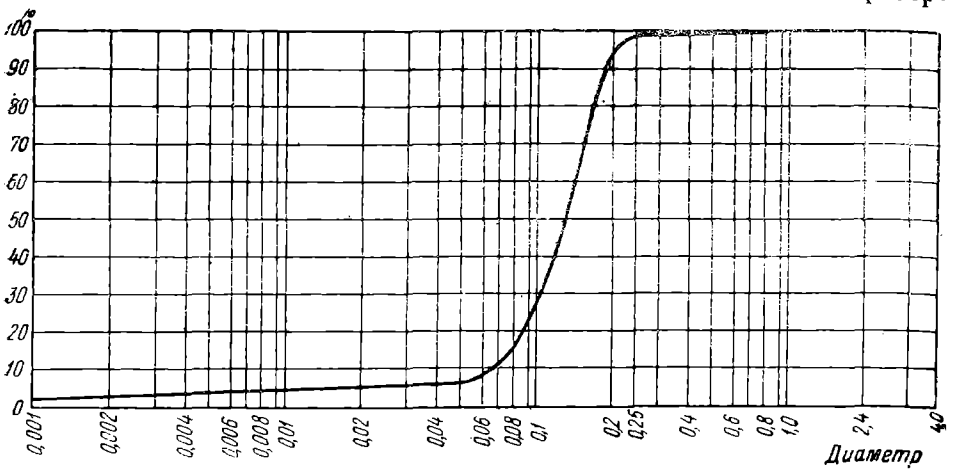


Рис. 7 График гранулометрического состава надугольных песков

времени в подготовке выемочного участка и минимальные расходы на ремонт крепления выемочных штреков. При сроке службы деревянной крепи однопутевых штреков от 3 до 9 месяцев мы считаем целесообразным принимать резерв времени в подготовке выемочного участка не более 2 месяцев.

Учитывая изложенное, определим влияние гидрогеологических условий на длину очистного забоя-лавы по формуле, предложенной Украинским научно-исследовательским Институтом гидротехники и мелиорации:

$$a = 2{,}25\sqrt{\frac{k_ф H h t}{\beta(H - 0{,}68h)}}, \qquad (4)$$

где H — первоначальная высота столба воды, *м*;

h — высота столба воды в момент t на середине лавы, *м*;

$k_ф$ — коэффициент фильтрации надугольных песков, *м/сутки*;

β — коэффициент водоотдачи надугольных песков;

t — время осушения, сутки.

Формула (4) выведена для безнапорных вод. Однако проверка ее показала, что она может быть применена и для напорных вод и дает приближенные результаты с достаточной для практических целей точностью.

Определим $a = f(k_ф)$ при следующих условиях: $t = 60$ суток, $H = 50$ *м*, $h = 1$ *м*, $\beta = 0{,}2$.

Результаты расчета по формуле (4) сведены в табл. 9 и представлены на рис. 8.

Таблица 9

$k_ф$, *м/сутки*	0,3	0,5	1,0	1,5	2,0				4,0	4,5		
а, м	21	28	39	48	55	62	68	73	78	83	87	96

Приняв среднее из преобладающих значений фильтрации $k_ф = 2$ *м/сутки*, определим по графику рис. 8 возможную длину лавы по гидрогеологическим условиям. Она равна 55 *м*.

Следует напомнить, что при этой длине одинарные лавы по объему подготовительных работ становятся равноценными парным лавам. Учитывая эти обстоятельства, приходим к выводу, что для рассматриваемых условий целесообразно принимать длину лавы не менее 55 *мм*. При такой длине лав, даже в трудных

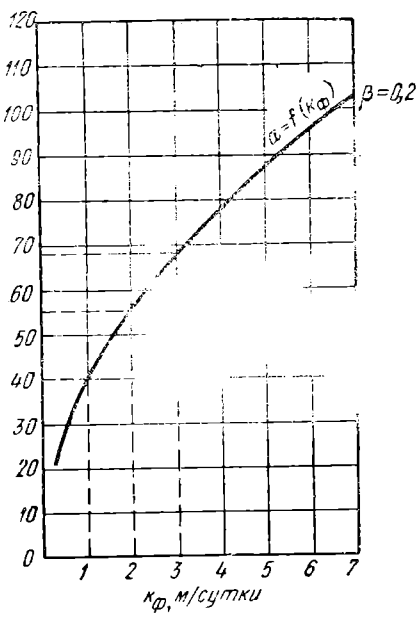


Рис. 8. Возможная длина лавы в зависимости от коэффициента фильтрации надугольных песков

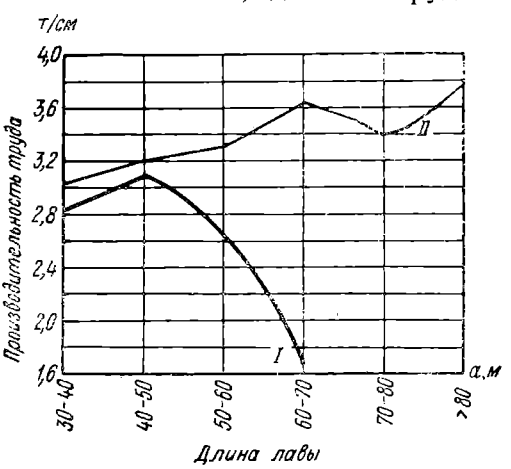


Рис. 9. Зависимость производительности труда рабочего по участку от длины лавы по данным комбината Тулауголь:

I — в неблагоприятных гидрогеологических условиях (трест Калининуголь), II — в благоприятных геологических условиях

гидрогеологических условиях обеспечивается наиболее высокая производительность труда.

Обработка материалов о производительности труда рабочего по участку треста Калининуголь комбината Тулауголь [13], где разрабатывается сильно обводненный пласт, показывает (рис. 9), что при длине лав более 50 *м* и ручной навалке производительность труда начинает резко снижаться. Это обстоятельство нельзя не учитывать.

Организация работ в длинных лавах бесспорно осложняется, так как объем работ по подготовке лавы увеличивается. Однако зарубка не ограничивает длины лавы. Врубовая машина ГТК-3М, при 60% времени полезной работы может зарубить за смену до 175 *м* лавы. Машина МВ-60 может обеспечить еще большую производительность. Переноска конвейера и посадка кровли также не лимитирует длины лавы. В лучших по организации работ лавах южного крыла

Подмосковного бассейна переноска конвейера занимает 3—4 часа, а посадка кровли 2,5—3 часа. Наиболее трудоемкой работой является крепленне и особенно устройство ходка.

Для уменьшения трудоемкости работ по креплению необходимо перейти на комплектную металлическую крепь, а временно — на крепь парными рамами по методу В. Пашкевича и М. Чугунова. Парные рамы избавляют от необходимости строить временный ходок. Призабойная крепь из парных рам добавлением завального прогона может быть превращена в капитальный ходок. Этот метод резко сокращает время на крепление очистного забоя и снижает расход леса до 30—40 $м^3$ на 1 000 $т$ добычи.

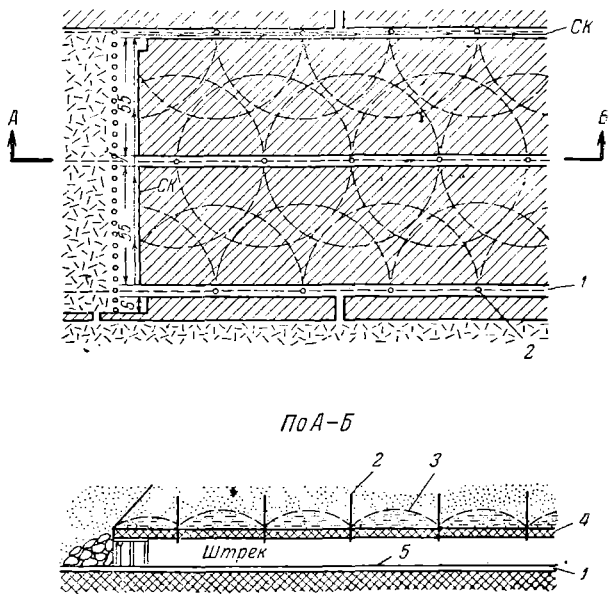


Рис. 10. Схема комбайновой лавы длиной более 55 *м* при разработке пластов, сильно обводненных водами надугольных песков:

1 — дренажная канава, *2* — забивной фильтр, *3* — депрессионная кривая, *4* — надугольная глина, *5* — почва штрека

Внедрение комбайнов и замена ручной отбойки и навалки механизированной даже в трудных гидрогеологических условиях несомненно позволит резко увеличить длину лав и производительность труда.

На основании учета факторов технических, горногеологических и организационных приходим к выводу, что для разработки месторождений западного крыла Подмосковного бассейна длина одинарных лав на первое время может быть принята равной не меньше 55 *м*, а с учетом частичной выемки межлавного целика — 60 *м*.

При спокойной гипсометрии пласта длина линии очистного забоя комбайновых лав может быть увеличена до 100—120 *м* даже в сложных гидрогеологических условиях западного крыла. Это возможно при нарезке выемочного участка по схеме парных лав с использованием среднего штрека для целей осушения надугольных песков (рис. 10). Выемка угля будет производиться комбайнами по схеме одинарной лавы.

Выводы

Рассмотренные данные показывают, что в сложных и трудных гидрогеологических условиях угольных месторождений западного крыла Подмосковного бассейна наиболее целесообразна выемка одинарными лавами. Система одинарных лав более гибка, чем система парных лав. Она легко приспосабливается для выемки пластов повышенной мощности (более 3,5 *м*), благоприятна для механизации трудоемких работ путем внедрения новейшей техники — горных комбайнов.

В одинарных лавах на базе механизации трудоемких работ обеспечиваются:

1) простейшая организация работ — цикл в сутки;

2) скорость подвигания очистного забоя 50—60 *м/месяц*;

3) выполнение плана добычи, ритмичная работа добычного участка, полная загрузка механизмов;

4) благоприятные условия для управления горным давлением.

Следовательно, при выемке одинарными лавами и цикличной работе, может быть достигнуто решение основных задач: безопасность труда, высокая производительность труда рабочих по участку, низкая себестоимость единицы продукции.

Поступило 4.1 1952 г.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бабокин И. А., О типе лав для Подмосковного бассейна, Углетехиздат, 1948.

2. Домбровский В. И., Техническая установка комбината „Тулауголь", „Шахтерская Правда", 1947, № 79.

3. Бабокин И. А. и др., Пути повышения добычи угля в Подмосковном бассейне, Уголь, 1948, № 4.

4. Судоплатов А. П., Выбор основного варианта системы длинных столбов для типичных условий Подмосковного бассейна. Уголь, 1948, № 4.

5. Бабокин И. А., Работа лавами в трудных гидрогеологических условиях, Уголь, 1947, № 8.

6. Бузиков М. Д., Погашение шахтных полей и системы разработки в Подмосковном бассейне, Углетехиздат, 1948.

7. Хмель Е., Одинарные лавы дисциплинируют начальника участка, „Шахтерская Правда", 1947, № 115.

8. Перкуль М., Какой тип лав нужен нашему бассейну, „Шахтерская Правда", 1947, № 21.

9. Цимбаревич П. М., Типы кровель в подземных выработках Подмосковного бассейна, Уголь, 1944, № 3.

10. Судоплатов А. П., Определение длины выемочного поля в условиях Подмосковного бассейна Известия АН СССР, 1948, № 2.

11. Судоплатов А. П., Вопросы разработки угольных месторождений Подмосковного бассейна, Углетехиздат, 1950.

12. Слесарев В. Д., Механика горных пород и рудничное крепление, Углетехиздат, 1948.

13. Нечипоренко М. М., О длине лавы в шахтах Подмосковного бассейна, Уголь, 1950, № 9.

14. Морозов А. И., Разработка угольных месторождений, залегающих в обводненных неустойчивых породах, Ленинградский горный институт, Автореферат, 1949.

15. Червинский П. Л., Системы разработки углей в обводненных месторождениях Подмосковного бассейна, Автореферат, Москва, 1949.