

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ШТРЕКОВ, ПРОВОДИМЫХ ПО УГЛЮ

ЛЕОНТЬЕВ В. Н.

Доцент, кандидат технических наук

Задача укрепления экономики угольной промышленности и снижения стоимости продукции тесно связана с вопросами проведения подготовительных выработок. Экономические затраты при проведении выработок прежде всего зависят от удачно подобранных или рассчитанных размеров их поперечного сечения. Общепринято размеры сечения выработок определять исходя из требований рудничного транспорта и правил безопасности. Но сечение, рассчитанное лишь по техническим требованиям, не всегда является оптимальным, так как при этом не учитывается экономическая сторона вопроса. К вопросу определения размеров сечений выработок можно подойти и с другой стороны, а именно, подобрать эти размеры таким образом, чтобы суммарные расходы на проведение, поддержание и вентиляцию были наименьшими. Поставленная задача неоднократно решалась с различной степенью приближения к фактическим шахтным условиям. В общем виде сечение любой горной выработки, согласно сказанному, будет представлять собою функцию трех зависимых переменных

$$S = f(A; B; C), \quad (1)$$

где A — стоимость проведения и крепления выработки;
 B — стоимость поддержания (ремонт и содержание) выработки;
 C — стоимость энергии на проветривание выработки.

Наивыгоднейшим сечением по экономическим факторам будет такое, при котором сумма перечисленных расходов будет минимальной. Но сечение выработки, рассчитанное только по экономическим факторам, не всегда удовлетворяет требованиям безопасности, условиям свободного размещения транспортных средств и оборудования. Поэтому оптимальным сечением выработки надо считать только такое, при котором в наиболее полной мере соблюдены как одни, так и другие требования.

Что касается расчетов сечений выработок, производимых по техническим факторам, то они общеизвестны и не вызывают особых трудностей. Наоборот, расчеты, производимые по экономическим факторам, отличаются сложностью, не до конца изучены и поэтому явились предметом настоящей работы, так же как и взаимная увязка технических и экономических расчетов при определении оптимальных размеров штреков, проводимых по углю. Вопрос определения оптимальных размеров сечений штреков представляет не только теоретический, но также и большой практический интерес. Работы, проводившиеся на рудниках Кузбасса по типизации сечений выработок, обычно ограничивались односторонним решением вопроса: сечения определялись исходя лишь из удовлетворения требований транспорта и допустимых скоростей движения воздуха по выработкам. Проверки правильности установленных размеров сечений выработок по

экономическим соображениям и взаимной увязки расчетов не производилось. Это вызывало появление на рудниках Кузбасса большого количества различных типов сечений выработок, вело к трудности установления стандартов, излишним материальным затратам.

Перейдем к разбору составляющих общего уравнения расходов.

I. О стоимости проведения и крепления штреков

Стоимость проведения и крепления штреков равна приблизительно

$$A = (K - k) SL, \quad (2)$$

где K — стоимость проведения и крепления на 1 *кб. м* выработки в рублях,

k — стоимость 1 *кб. м* угля в рублях,

S — площадь сечения выработки в квадратных метрах.

L — длина выработки в метрах.

При решении вопросов в общем виде принято считать, что стоимость 1 *кб. м* горизонтальных и наклонных выработок, в зависимости от размеров сечения и крепости проходимых пород меняется относительно незначительно. Точно так же незначительно влияние на стоимость их прохождения величины подрывки и мощности пласта, по которому проводится выработка. При этом многие считают, что род крепления и назначение выработки существенно влияют на ее стоимость [1]. С другой стороны, вопрос стоимости 1 *кб. м* выработки является решающим при исчислении расходов по проведению и креплению выработок, поэтому точное выражение величины K в формуле (2) является весьма желательным. Вызывает серьезные сомнения то общепринятое положение, что величина K не зависит или почти не зависит от размеров сечения выработки и крепости окружающих пород. Сторонники такого взгляда решали вопрос слишком общё — главным образом на основе сравнения сметных стоимостей различных выработок, проводимых в разных условиях по тонким пластам угля (с подрывкой), с учетом техники и методов работы, главным образом в до-стахановский период. Учитывая то, что мы рассматриваем вопрос стоимости проходки штреков на мощных пластах, относительно которых подобного рода анализов не проводилось, и то, что стахановское движение внесло существенные поправки в нормы выработки, технику и методы проведения их, считаем, что вопрос стоимости 1 *кб. м* выработок вообще и штреков в частности должен быть коренным образом пересмотрен и уточнен.

Произведем анализ стоимости проходки и крепления 1 *кб. м* штрека, пользуясь для этого нормами и расценками нормировочника на подземные работы, составленного в 1940 году Кузбасскомбинатом на основе фактической производительности труда и норм выработок по 33 шахтам Кузбасса. В процессе анализа постараемся проследить, каким образом величина K меняется, и меняется ли она в зависимости от сечения выработки, крепости угля, техники проходческих работ и т. п.

При разработке мощных пластов в Кузбассе в настоящее время применяются следующие четыре основных метода проведения штреков, если их рассматривать с точки зрения выемки угля в забое штрека.

Первый способ. Выемка угля в забое штрека производится исключительно взрывчатыми веществами (ВВ), бурение шпуров — с помощью ручных электросверл.

Второй способ. Выемка угля производится исключительно отбойными молотками без применения ВВ.

Третий способ. Проходка штреков и выемка угля осуществляются путем применения врубовой машины БШ и последующей разборки подрубленного угля отбойными молотками.

Четвертый способ. Проходка штреков ведется по предыдущей схеме, но отбойка подрубленного угля производится не отбойными молотками, а взрывчатыми веществами.

Последний способ проходки на практике применяется реже остальных, поэтому считаем возможным в своем анализе ограничиться рассмотрением первых трех способов. Кроме того, при проведении штреков могут применяться различные способы погрузки отбитого угля в вагончики, что также следует учитывать. Типичными надо считать: способ погрузки вручную, погрузку с помощью перегружателя типа „питкарлодер“ и, наконец, ручную погрузку на качающийся конвейер. Что касается остальных проходческих работ—крепления, ближайшей транспортировки погруженного угля и пр., то они обычно остаются неизменными при различных способах проходки и поэтому в предлагаемом анализе учитываются нами в таком именно виде. Положив в основу указанные способы работ, мы произвели расчеты стоимости 1 куб. м штрека по каждому из этих способов, но для различных сечений выработок. При этом предполагалось, что горизонтальные выработки проходятся с одинаковой скоростью исключительно по угляю (без подрывки боковых пород) и что прочие операции при проходке, кроме выемки и погрузки угля, т. е. крепление, транспортировка отбитого угля и проч., остаются неизменными для идентичных условий. Так, например, способ крепления штрека сечением в свету крепи в 4 кв. м при всех возможных способах выемки и погрузки угля остается неизменным и таким, как это предусмотрено в рудничном паспорте для этой выработки, и т. д. В основу расчетов нами была положена методика исчисления стоимости 1 куб. м выработки, применяемая сметным отделом комбината Кузбассуголь. Расчеты были сделаны для сечений выработок в пределах от 3 до 14 кв. м и сведены в 18 расчетных таблиц (всего 216 вариантов). Итоговые данные по каждому из вариантов приведены в таб. 1. Результаты сделанных расчетов позволяют сделать следующие выводы.

1. На динамику стоимости 1 куб. м штрека оказывают влияние, главным образом, расходы на рабочую силу по выемке угля, креплению выработки и стоимость расходуемых материалов.

2. Стоимость 1 куб. м штрека зависит от площади поперечного сечения выработки, а именно, с увеличением площади сечения выработки стоимость первоначально уменьшается (для выработок сечением от 3 и примерно до 5 кв. м), а затем начинает возрастать (для выработок сечением свыше 5—6 кв. м).

3. Колебания стоимости 1 куб. м штрека далеко превышают $\pm 5\%$, на которые обычно ссылаются сторонники независимости стоимости 1 куб. м выработки от размеров ее сечения; для рассмотренных сечений стоимость 1 куб. м колеблется в пределах до 400 и даже более процентов.

4. Стоимость кубометра штрека зависит также и от крепости угля. Для рассмотренных случаев и сечений штреков примерно до 10 кв. м, с уменьшением крепости угля стоимость кубометра также уменьшается. Для выработок сечением свыше 10 кв. м, наоборот, с уменьшением крепости угля происходит возрастание стоимости 1 куб. м выработки.

5. Способ проходки также влияет на стоимость 1 куб. м выработки. Недостаточно глубокий анализ этого фактора не позволяет сказать точно, каково именно это влияние; одно остается несомненным, что и этот фактор также оказывает свое влияние на стоимость кубометра выработки.

Основным выводом из проведенного анализа надо считать то, что стоимость 1 куб. м выработки зависит от размеров ее сечения, крепости проходимого угля и способа проходки.

Таблица 1

Стоимость 1 кубического метра штрека (К—в руб. коп.)

Способ проходки штрека	Креп. угля по Протс- дьяконову	Площадь сечения штрека вчерне в кв. метрах											
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1. Выемка угля взрывчатыми веществами при ручной погрузке в вагоны	1.6	20-70	16-84	15-92	17-00	17-01	18-66	19-36	20-75	22-83	24-75	27-17	29-77
	1.4	15-92	15-41	14-50	15-97	16-10	18-06	18-87	20-45	22-89	25-13	27-86	30-91
	1.2	14-30	14-05	13-28	15-03	15-33	17-75	18-77	20-77	23-68	26-40	29-70	33-30
	1.0	12-67	12-64	12-13	14-30	14-80	17-77	19-20	21-65	25-13	28-73	32-63	37-06
	0.8	11-13	11-38	11-13	13-86	14-72	18-51	20-44	23-67	28-30	32-36	37-76	43-42
2. То же, но погрузка угля с помощью „питкарлодера“ либо конвейера	1.6	20-27	16-42	15-58	16-67	16-70	18-36	19-15	20-41	22-52	24-49	26-84	29-46
	1.4	15-49	14-98	14-23	15-62	15-77	17-72	18-54	10-11	22-55	24-81	27-55	30-60
	1.2	13-87	13-62	12-95	14-72	14-90	17-40	18-44	20-43	23-37	26-10	29-37	32-99
	1.0	12-28	12-21	11-78	13-97	14-45	17-47	18-87	21-32	24-82	28-35	32-32	36-81
	0.8	10-73	10-97	10-82	13-55	14-72	18-20	20-11	23-36	27-96	32-32	37-42	43-09
3. Выемка угля отбойными молотками с ручной погрузкой угля в вагоны	1.6	15-41	15-41	14-88	16-27	16-48	18-23	18-99	20-38	22-48	24-44	26-77	29-35
	1.4	12-90	13-04	12-58	14-32	14-64	16-74	17-65	19-32	21-76	24-10	26-85	29-89
	1.2	10-37	10-71	10-41	12-48	13-33	15-57	16-73	18-82	21-87	24-64	27-97	31-61
	1.0	7-87	8-45	8-36	10-84	11-59	13-54	16-37	18-94	22-53	26-21	30-27	34-76
4. Выемка угля врубмашинной БШ и от- бойными молотками с ручной погрузкой угля в вагоны	1.6	15-95	15-56	14-74	16-00	16-15	17-40	18-98	20-68	23-21	25-74	28-77	32-11
	1.4	13-28	13-11	12-48	14-10	14-40	16-56	17-59	19-51	22-29	25-07	28-28	31-93
	1.2	10-65	10-78	10-32	12-31	12-83	15-41	16-69	18-91	22-11	25-18	28-92	32-93
	1.0	8-02	8-45	8-30	10-71	11-44	14-65	16-24	18-93	22-62	26-40	30-66	35-36

Приводимый анализ основных элементов (см. табл. 1 на стр. 186) слагающих стоимость кубометра штрека, лишний раз подтверждает правильность сделанных выводов.

Рассмотрим сначала вопрос о стоимости выемки угля. Из расчетных таблиц следует, что расходы по рабочей силе при выемке угля взрывчатыми веществами уменьшаются с увеличением сечения выработки и уменьшением крепости угля, что надо считать вполне нормальным явлением. В самом деле, расход рабочей силы и затраты по ней должны несомненно быть пропорциональными количеству шнуров, приходящемуся на кубометр выработки вчерне. Последняя величина, как нетрудно доказать, будет уменьшаться с увеличением сечения выработки и с уменьшением крепости угля, и, следовательно, затраты на рабсилу, по крайней мере по бурению шнуров, должны также уменьшаться. Следующий расчет хорошо подтверждает сказанное. Количество шнуров, приходящееся на 1 кв. м плоскости забоя, может быть достаточно точно подсчитано по эмпирической формуле проф. М. М. Протодяконова

$$n = \frac{2,7Vf}{\sqrt{S}}, \quad (3)$$

где n — количество шнуров на 1 кв. м плоскости забоя,

f — коэффициент крепости пород (угля) по Протодяконову,

S — площадь сечения выработки вчерне в кв. м.

Для того чтобы перейти от квадратного метра площади вчерне к кубическому метру площади в свету, что необходимо для дальнейших расчетов, достаточно предыдущее выражение (3) умножить на некоторый коэффициент i , представляющий отношение площади сечения выработки вчерне к площади сечения ее в свету (при длине выработки, равной единице) $i = \frac{S}{S_0}$, где S_0 — площадь сечения выработки в свету.

Тогда на 1 кв. м выработки в свету будет приходиться шнуров

$$n_1 = i \frac{2,7Vf}{\sqrt{S}}. \quad (4)$$

Из приведенной формулы следует, что с увеличением сечения S выработки и уменьшением крепости угля f количество шнуров на 1 кв. м выработки в свету должно уменьшаться и, следовательно, должны уменьшаться и расходы по рабочей силе на бурение шнуров.

В обязанность забойщика кроме бурения шнуров входит также и разборка взорванного угля. Мы, к сожалению, не располагаем данными, по которым можно было бы судить точно о степени влияния этого фактора на стоимость интересующей нас операции. Одно только остается несомненным, что стоимость разборки взорванного угля также должна снижаться с уменьшением крепости угля и увеличением сечения, так как с увеличением сечения выработки снижается и степень зажима взрываемой среды (забоя). Таким образом, мы можем считать, что характер изменения расходов по рабочей силе при выемке угля взрывчатыми веществами правильно отражен в расчетных таблицах.

Точно такой же характер изменения расходов по рабочей силе имеет место и при выемке угля исключительно отбойными молотками. Это и понятно, так как влияние сечения выработки и крепости угля здесь также сказывается и, несомненно, носит тот же характер, что и в предыдущем случае.

При выемке угля врубмашиной БШ в комбинации с отбойными молотками стоимость выемки 1 кв. м по рабочей силе также имеет тенден-

цию к снижению с увеличением сечения выработки, однако, до определенного предела; в выработках с большими размерами, когда, очевидно, работа машины БШ несколько усложняется (сложнее установка, перестановки), стоимость 1 *кб. м* угля возрастает.

Следующим характерным элементом стоимости работ является крепление. Издержки на рабочую силу по креплению, очевидно, должны быть пропорциональны количеству крепления. Последняя величина, т. е. количество крепления, является, несомненно, функцией сечения выработки и крепости пород, и, следовательно, расходы по рабсиле на крепление также должны зависеть от крепости пород и сечения выработок.

В самом деле, при заданной толщине крепи количество дверных окладов, приходящееся на 1 *пог. м* выработки, можно подсчитать по формуле проф. П. М. Цымбаревича [2]:

$$N = \frac{1}{0,24 \cdot d^3 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 \cdot R_b} = \frac{a^3 \cdot \gamma}{0,24 \cdot d^3 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 \cdot R} \quad (5)$$

где N — количество дверных окладов на 1 *пог. м* выработки,
 d — диаметр переклада крепи,
 a — полупролет выработки,
 β_0 — угол внутреннего сопротивления пород кровли,
 R_b — допускаемое напряжение на изгиб на материал крепи,
 γ — объемный вес пород кровли.

При заданных d , γ и R_b величина N будет меняться в зависимости от изменений величин a и $\operatorname{tg} \beta_0$, т. е.

$$N = f(a; \operatorname{tg} \beta_0).$$

Тогда мы можем написать, что

$$N = C \cdot \frac{a^3}{\operatorname{tg}^2 \beta_0} \text{ и } C = \frac{\gamma}{0,24 \cdot d^3 \cdot R_b}.$$

Если обратиться к рассматриваемым выработкам, то нетрудно прийти к выводу, что площади сечений их меняются главным образом в связи с изменениями ширины выработок и лишь незначительно от изменений высоты их. В среднем высоту выработок в свету крепи можно принять равной 2 *м*. В этом случае зависимость величины полупроекта от площади сечения выработок подчиняется закону прямой линии следующего вида:

$$a = 25S - 18. \quad (6)$$

Подставив в выражение для N вместо a его значение, получим

$$N = C \frac{(25S - 18)^3}{\operatorname{tg}^2 \beta_0}.$$

На 1 *кб. м* выработки в свету будет приходиться следующее количество дверных окладов:

$$n = i \frac{N}{S} = i \cdot C \frac{(25S - 18)^3}{S \cdot \operatorname{tg}^2 \beta_0}. \quad (7)$$

Отсюда следует, что количество крепления на 1 *кб. м* выработки, а, следовательно, и затраты на рабочую силу по креплению находятся в зависимости от площади поперечного сечения выработки и крепости породы. При прочих равных условиях эти затраты тем больше, чем больше площадь сечения выработки S и чем меньше крепость породы β_0 . Этот вывод хорошо подтверждается данными всех расчетных таблиц.

Остальные расходы по рабочей силе—расходы по погрузке отбитого угля, ближайшей его транспортировке и пр.—нередко также зависят от размеров сечения выработки и ложатся значительной долей на стоимость одного *кб. м* выемки. Так, например, расходы по рабочей силе, занятой на погрузке угля в узких выработках, т.е. при наличии стесненного фронта работ, будут всегда выше, нежели в обширных выработках и т.д. Мы полагаем, что последнее легко поддается объяснениям и не требует особых доказательств.

Что же касается затрат на материалы, то здесь также имеется определенная зависимость между стоимостью расходуемых материалов, крепостью угля и сечением выработок. Мы только что выяснили такого рода зависимость по крепежным материалам, показав, что расход последних и их стоимость на 1 *кб. м* выработки вчерне будет расти с увеличением сечений выработок. В отношении расхода и стоимости взрывчатых материалов эта зависимость также имеет место и выражается в том, что с увеличением размеров сечения выработки удельный расход и стоимость взрывчатых материалов снижается и, наоборот, увеличивается с увеличением крепости угля. Справедливость этого легко уяснить, если учесть, что величина удельного расхода взрывчатых веществ (а, стало быть, и их стоимость) находится в зависимости от зажима взрывающей среды. С увеличением же площади сечения выработки степень зажима взрывающей среды уменьшается, уменьшается и удельный расход взрывчатых веществ.

Очевидно также, что с увеличением крепости угля удельный расход взрывчатых веществ и их стоимость на 1 *кб. м* увеличиваются.

Удельный расход детонаторов пропорционален удельному расходу шпуров. Так как последний уменьшается с увеличением сечения выработки и, наоборот, увеличивается с увеличением крепости угля, как это было установлено ранее, то, следовательно, и удельный расход детонаторов будет также уменьшаться с увеличением сечения выработок либо с уменьшением крепости угля.

Если проследить стоимость 1 *кб. м* штрека по данным старых нормировочников Кузбасса (1936—1939 гг.), то и здесь обнаруживается, что эта величина не остается постоянной и зависит, по крайней мере, от размеров сечения выработок.

Итак, в общем балансе затрат, слагающих стоимость 1 *кб. м* выработки, одни уменьшаются с увеличением сечения выработок или крепости угля, другие, наоборот, увеличиваются. В итоге затраты так балансируются, что в общем стоимость 1 *кб. м* штрека не остается постоянной, а меняется, особенно от размеров сечения выработки и крепости угля.

Закон изменения стоимости K_s 1 *кб. м* выработки в зависимости от размеров ее сечения может быть представлен графически. Для выработок сечением до 10 *кв. м* изменение этой величины происходит по кривой, близкой к параболе. Уравнение этой кривой имеет вид

$$K_s = a - bS + cS^2. \quad (8)$$

Для выработок сечением свыше 10 *кв. м* закон изменения величины K_s протекает по прямой линии, имеющей уравнение

$$K_s = aS - b. \quad (9)$$

Изменения стоимости K_f 1 *кб. м* штрека в зависимости от крепости угля f и для различных сечений выработок могут быть выражены общим уравнением следующего вида:

$$K_f = p + m.f^n, \quad (10)$$

где p , m и n представляют постоянные величины, зависящие от способа проходки.

Для выработок сечением свыше 10 кв. м показатель степени n приобретает отрицательные значения. Это указывает на то, что с увеличением крепости угля стоимость 1 кв. м выработки будет уменьшаться, а не увеличиваться, как то наблюдается в случае выработок меньшего сечения.

И наконец, величину K можно выразить аналитически, как функцию двух переменных величин, а именно: площади сечения выработки S и крепости угля f . Для этого достаточно частные зависимости величины K перемножить и разделить на среднее арифметическое из всех наблюдений, т. е.

$$K = \frac{\psi(S)\varphi(f)}{K_0} = \frac{K_S \cdot K_f}{K_0},$$

где K_0 — арифметическая средняя стоимость 1 кв. м выработки по расчетным таблицам.

Нетрудно видеть, что для выработок сечением до 10 кв. м общим уравнением стоимости будет являться следующее:

$$K = (a - bS + cS^2)(p + mf^n). \quad (11)$$

Для выработок сечением свыше 10 кв. м

$$K = (aS - b)(p + mf^n). \quad (12)$$

Значения постоянных коэффициентов a, b, c, p, m и n , входящих в уравнения (11) и (12), даны в табл. 2.

Таблица 2

№№ п. п.	Способ проходки	Выработки сечением до 10 кв. м						Выработки сечением свыше 10 кв. м.				
		Значения коэффициентов										
		a	b	c	p	m	n	a	b	p	m	n
1	Проходка с помощью взрывчатых веществ и ручной погрузкой	1.26	0.17	0.02	11.0	4.0	1.0	3.33	12.0	0.847	0.19	—2.9
2	Проходка с помощью взрывчатых веществ при погрузке „питкарлодером“ или на конвейер	1.23	0.17	0.02	14.4	0.53	3.46	3.34	12.5	0.84	0.19	—2.85
3	Проходка с помощью отбойных молотков и ручной погрузкой	1.16	0.16	0.02	2.9	8.57	1.0	2.99	10.73	0.95	0.09	—3.11
4	Проходка с помощью врубмашин БШ, отбойных молотков и ручной погрузкой	1.54	0.3	0.037	7.94	3.22	2.08	3.37	14.46	0.97	0.037	—1.96

II. О стоимости поддержания

Вопрос о поддержании выработок,—писал проф. М. М. Протоdjяконов,—является одним из наименее разработанных вопросов горного дела, несмотря на чрезвычайную важность его для себестоимости полезного ископаемого и на самое решительное влияние, которое поддержание оказывает на выбор системы разработки, величины шахтных полей, расстояния между бремсбергами и т. п. [3]. Обычно для подсчетов берут средние бухгалтерские цифры, которые уравнивают выработки, находящиеся в совершенно различных условиях в смысле крепления, сечения, окружающих пород, если шахта разрабатывает несколько пластов, и т. п. Пользуясь такими цифрами, проф. Б. И. Бокий, проф. Л. Д. Шевяков, проф. А. С. Попов и др. умножают среднюю стоимость r поддержания

единицы длины выработки в единицу времени на длину ее l и на срок службы выработки t и получают выражение общей стоимости поддержания rlt . Для определения r в этом случае пользуются средними цифрами по стоимости поддержания, даваемыми бухгалтерскими отчетами.

В работе „Основные вопросы горного дела“, составленной по заданию НТС каменноугольной промышленности, при рассмотрении стоимости поддержания выработок предполагается, что каждая выработка переживает три характерных периода своей службы. Первый период относится к выработкам, находящимся в полосе подготовительных работ и заключенным между сплошными целиками угля. Второй период относится к тому участку по длине, который находится в зоне влияния очистных работ. И, наконец, к третьему периоду относятся все ремонты выработок, находящиеся позади очистных работ, где влияние последних своим давлением по второму периоду уже закончилось. Первый период в дальнейших подсчетах не принят во внимание по незначительной его продолжительности и ничтожности стоимости ремонта 1 пог. м в год. Наиболее интенсивный ремонт относится ко второму периоду, когда участок выработки подвержен сильному давлению вследствие влияния очистных работ. Для этого периода авторами при породах средней устойчивости принято четыре перекрепления основного штрека в год. Для участка, находящегося в третьем периоде, т. е. позади очистных работ, принято 0,7 перекреплений. Эти цифры приняты на основании статистических материалов проф. Б. И. Бокия незначительного имеющегося материала в „Описании Донбасса“ и данных из практики. Исходя из количества перекреплений в год, вычислены стоимости поддержания 1 пог. м выработок для второго и третьего периодов, пользуясь которыми, выведены стоимости поддержания выработок за все время существования их для различных условий.

Кроме этого, в литературе имеются попытки несколько иначе выражать стоимость ремонта выработок. Так, инж. Кривко [4] предлагает подсчитывать стоимость ремонта выработок по формуле

$$R = r_1 l + \frac{rlt}{2},$$

где R — общая стоимость поддержания выработки за весь срок ее службы,
 l — длина выработки,
 t — срок ее службы,
 r_1 — стоимость ремонта 1 пог. м штрека после действия первичного давления,
 r — стоимость ремонта 1 пог. м выработки в единицу времени от действия вторичного и последующих давлений, а также вследствие гниения леса и других причин, ведущих к разрушению крепи.

Смысл предложения инж. Кривко сводится к тому, что он, помимо элемента, учитываемого общеизвестной формулой стоимости поддержания выработок во время их прохождения (Бокий, Шевяков и др.)—

$$R = \frac{rlt}{2},$$

вводит поправку $(r_1 l)$, составляющую затраты по ремонту

выработок, связанные с первичным давлением пород на крепление.

Инж. Липкович [5] для выработки длиной $L = l_1 + l_2 + l_3$ предлагает подсчитывать стоимость ремонта по формуле (при сплошной системе разработок)

$$R = \frac{t}{2} (2 r_1 l_1 + 2 r_2 l_2 + r_3 l_3),$$

где r_1 и l_1 — стоимость ремонта 1 пог. м штрека и его длина в целике,
 r_2 и l_2 — аналогичные данные, но в области первичной осадки,
 r_3 и l_3 — аналогичные же данные, но в части штрека, где движение пород прекратилось.

Соответственно средняя стоимость поддержания 1 пог. м штрека в год

$$r_{cp} = \frac{r_1 l_1 + r_2 l_2 + r_3 l_3}{l_1 + l_2 + l_3}.$$

Инж. А. В. Ягупов [6] среднегодовую стоимость поддержания 1 пог. м выработки за все время проведения ее предлагает производить по следующей формуле:

$$r = \frac{2 \cdot S}{LT}.$$

Если очистные работы не влияют на выработку, то расчет производится по формуле

$$r = \frac{R}{t_0}.$$

В данном случае величина S представляет общие затраты на поддержание штрека по второму и третьему периодам за время T , соответствующее общей продолжительности его проходки.

$$S = L \left[\frac{R}{2t_0} (T - t_0) + \frac{R'}{t'} (T' - t') \right],$$

где L — полная длина штрека до границы поля,
 R и R' — стоимости ремонтов 1 пог. м штрека в третьем и втором периодах,
 t_0 — время, в течение которого вновь пройденная выработка не требует ремонта,
 t' — средний срок службы рамы крепления в зоне влияния очистных работ,
 T' — время нахождения элемента штрека в зоне влияния очистных работ.

В. Б. Комаров и Д. Ф. Борисов [7] предлагают стоимость ремонта штрека за весь срок службы его рассчитывать по формуле (при разработке от шахты к границе)

$$r = LS \left[a \left(\frac{t_1}{2} + \frac{t_4}{2} + t_2 + \frac{t_3}{2} \right) + r_b \right],$$

где L — длина штрека,
 S — площадь сечения выработки в кв. м,
 t_1 — период существования штрека (лет) за время разработки обслуживаемого им этажа,
 t_2 — период существования штрека полной длиной,
 t_3 — то же, но при разработке нижнего этажа, когда часть штрека находится без поддержания, а другая в это время восстанавливается,
 t_4 — то же при постепенном погашении штрека,
 a — опытный коэф., характеризующий затраты по ремонту 1 пог. м выработки в зависимости от размеров ее поперечного сечения,
 r_b — стоимость восстановления 1 пог. м штрека на вентиляционном горизонте.

Перечисленные формулы, как и другие, чаще относятся к методике расчета r_{cp} , чем к установлению закона изменения этой величины. Необходимо отметить наличие принципиальных расхождений между исследова-

телями интересующего нас вопроса, породившего два основных направления исследовательской мысли. Так, академики А. М. Терпигорев и Л. Д. Шевяков, а также проф. Б. И. Бокий при теоретических подсчетах стоимости ремонта выработок принимают его пропорциональным длине выработки и сроку ее службы, т. е. выражают формулой вида $B = rlt$. Пропорциональность стоимости ремонта длине выработки и времени ее существования в свое время вызвала дискуссию [8]. Ряд исследователей этого вопроса, как, например, проф. М. М. Протодьяконов и, пожалуй, большинство исследователей последнего времени, не разделяют мнения о допустимости здесь прямой пропорциональности. Нельзя сказать, чтобы эта дискуссия, имеющая давность уже примерно 30 лет, пролила свет на действительное положение вещей; до настоящего времени этот вопрос все-таки остается открытым. Основной причиной этих противоречий надо считать неправильный метод или методы, применяемые авторами при исследовании этого вопроса. Эти методы, кратко, сводятся к тому, что часть авторов пытается дать конечное решение вопроса лишь на основе умозрительных заключений (и здесь особенно большой разницей), другие — на основе анализа грубых статистических сведений. Отсутствие у исследователей фактического материала (как результата производственных наблюдений) порождает разницу во мнениях, обилие „теорий“ и сомнительность выводов, пригодных лишь для весьма грубых, сугубо ориентировочных расчетов.

В. И. Ленин в своей работе „Что такое „друзья народа“ и как они воюют с социал-демократами“, говоря о методе исследования К. Маркса, замечает: „Гигантский шаг вперед, сделанный в этом отношении Марксом, в том и состоял, что он... начал с начала, а не с конца, с анализа фактов, а не с конечных выводов, с изучения частных, исторически определенных общественных отношений, а не с общих теорий о том, в чем состоят эти общественные отношения вообще“ [9].

Несомненно, что единственно правильным методом исследования затронутого вопроса надо считать широко и планомерно поставленные производственные наблюдения за ремонтом выработок и анализ накопленного таким образом фактического материала.

Как же обстоит дело с фактическим материалом?—Нам известно лишь небольшое число работ с результатами производственных наблюдений. Эти работы далеко не охватывают всего многообразия естественно-геологических и организационно-технических факторов службы штреков, приурочены к разработке лишь тонких пластов угля и поэтому не могут служить основанием, на котором можно было бы строить свои выводы в отношении стоимости ремонта штреков при разработке мощных пластов. Так как систематических производственных наблюдений за ремонтом и содержанием штреков при разработке мощных пластов в Кузбассе не велось, то подойти к определению действительной стоимости поддержания штреков в этих условиях с достаточно обоснованным расчетом в настоящее время не представляется возможным. Само собою разумеется, что этот учет при недостаточно изученном влиянии различных и многообразных факторов может быть произведен пока лишь грубо ориентировочно и на основе статистических шахтовых данных.

Основные откаточные штреки на мощных пластах Кузбасса проходятся между промежуточными квершлагами на длину выемочных участков, т. е. до 400 м. Разработка выемочных участков нормально мыслится в направлении от границ к шахте. В этом случае для основных откаточных штреков характерны следующие два периода их службы. Первый период относится ко времени проходки штрека и последующей очистной выемке на рабочем горизонте. В этот период основные откаточные штреки требуют очень незначительных расходов на их поддержание, так как при

разработке пластов системой промежуточных квершлагов, вообще говоря, не принято поддерживать откаточные штреки на рабочем горизонте.

Второй период приурочивается к существованию штрека на вентиляционном горизонте, когда требуются значительные расходы по его восстановлению (ремонт крепления, путей и пр.) и поэтому все расходы, связанные с поддержанием основных откаточных штреков за весь срок их службы следует приурочить, главным образом, к этому периоду.

Если при этом учесть общепризнанное мнение, что стоимость ремонта выработки, закрепленной деревом, при прочих равных условиях прямо пропорциональна сечению выработки и обратно пропорциональна степени устойчивости пород, то в первом приближении стоимость поддержания (ремонт, восстановление) 1 *пог. м* штрека можно выразить так:

$$r = a \frac{S}{f} \quad (13)$$

Тогда стоимость поддержания (восстановления) всей выработки длиной L за весь срок ее службы будет

$$B = rL = \frac{aSL}{f} \quad (14)$$

где r — стоимость ремонта и содержания 1 *пог. м* штрека на рабочем и вентиляционном горизонте в руб.,

S — сечение штрека в свету крепи в кв. м,

f — коэффициент крепости угля по шкале проф. М. М. Протоdjeякова,

a — коэффициент пропорциональности.

За семь месяцев 1939 г. на шахте им. тов. Сталина треста Сталинуголь было перекреплено 3358 *пог. м* основных штреков, на что фактически израсходовано 176 098 руб. 65 коп. Таким образом, ремонт крепления 1 *пог. м* основного штрека в среднем обошелся в 52 руб. 40 коп. Если к этому прибавить 8 руб. 49 коп., в среднем приходящихся на ремонт 1 *пог. м* пути и содержания штрека, то полная стоимость поддержания 1 *пог. м* основного штрека получается приблизительно равной 61 руб. Сечение в свету основных однопутевых штреков в среднем равно 5,83 кв. м. Если принять в среднем крепость угля по Протоdjeякову равной 1,2 и одинарное перекрепление штрека за весь срок службы его как на рабочем, так и вентиляционном горизонтах, то величина a в формуле (13) получается равной

$$a = \frac{rf}{S} = \frac{61 \cdot 1,2}{5,83} \approx 12,5.$$

За те же семь месяцев на шахте было отремонтировано 86 *пог. м* параллельных штреков на сумму 2403 руб. 88 коп., что в среднем приблизительно составляет 28 руб. за 1 *пог. м*. Если учесть, что сечение в свету параллельных штреков, закрепленных деревом, составляет 3,15 кв. м, то при средней крепости угля $f = 1,2$ величина a для параллельных штреков будет равна

$$a = \frac{rf}{S} = \frac{28 \cdot 1,2}{3,15} \approx 10.$$

Конечно, эти цифры (12,5; 10) не претендуют на большую точность и являются лишь сугубо ориентировочными. Академик Л. Д. Шевяков в одной из своих последних работ [10], касающихся ремонта выработок, предлагает, в частности, величину a принимать равной около 15, отмечая, что данные проф. А. С. Попова ($a = 7,2$) на сегодня безусловно устарели.

III. О стоимости проветривания

Разобрав вопросы стоимости проходки и поддержания штреков, произведем расчет расходов на вентиляцию, причем для простоты учитываем лишь расходы на энергию.

На 1 пог. м штрека в год они будут равняться [7]:

$$C = q \frac{365.24 \cdot Qht}{102 \cdot \eta_1} = 85,9 \cdot q \frac{Qht}{\eta_1}, \quad (15)$$

где q — стоимость электроэнергии в рублях за квт. час.

Q — количество воздуха, протекающее по выработке в м³/сек,

η_1 — к.п.д. вентиляционной установки,

t — полный срок службы выработки (лет),

h — депрессия на 1 пог. м выработки в миллиметрах водяного столба:

$$h = \alpha \frac{p \cdot Q^2}{2 \cdot S^3}. \quad (16)$$

Здесь α — коэффициент сопротивления движению воздуха по выработке,

P — периметр выработки в метрах.

При разработке шахтного поля длиной L м в направлении от шахты к границам поля средняя длина проветривания будет равна $\frac{L}{2}$ м. Поэ-

тому величина средней депрессии будет составлять половину ее максимальной величины. Это обстоятельство учтено тем, что в знаменатель выражения (16) внесена двойка.

Для штреков рассматриваемых размеров величина периметра сравнительно точно может быть определена из следующего выражения:

$$p = 4,07 \sqrt{S}. \quad (17)$$

Поэтому

$$h = \alpha \frac{4,07 \sqrt{S}}{2 \cdot S^3} \cdot Q^2 = \alpha \frac{2,04 Q^2}{S^{2,5}} \quad (18)$$

и

$$C = \frac{175 \cdot q \alpha}{\eta_1} \cdot \frac{Q^3 t}{S^{2,5}} = m \frac{Q^3 t}{S^{2,5}}, \quad (19)$$

где

$$m = \frac{175 q \alpha}{\eta_1}.$$

IV. Об оптимальных размерах сечения штреков

На основании проведенного анализа можем считать, что сумма перечисленных расходов на проведение, содержание и проветривание штрека будет

$$y = A + B + C = (K - k)S_0 i + \frac{aS_0}{f} + m \frac{Q^3 t}{S_0^{2,5}}. \quad (20)$$

При $S \geq 10$ кв. м в уравнении (20) величина

$$K = (aS - b)(p + mf^n); \text{ для } S < 10 \text{ кв. м}$$

$$K = (a - bS + cS^2)(p + mf^n).$$

Для определения сечения штрека, соответствующего минимуму затрат, достаточно (при условии, что вторая производная $\frac{d^2y}{dS^2}$ больше нуля) определить переменную S из уравнения

$$\frac{d(A+B+C)}{dS} = 0.$$

Однако в данном случае проще вопрос решить графическим путем. Для условий рудников южного Кузбасса ориентировочно можно принять следующие значения постоянных величин, входящих в расчетные формулы (2) и (20): $q = 0,06$ руб, $\eta = 0,65$, $\alpha = 0,002$, $k = 15$.

Для основных однопутевых штреков $t = 10$ лет, $Q = 10$ кв. м в сек., $i = 1,45$. Для основных двухпутевых штреков $t = 10$ лет, $Q = 15$ кв. м в сек., $i = 1,45$. И, наконец, для промежуточных, параллельных штреков $t = 1$ год, $Q = 5$ кв. м в сек., $i = 1,3$.

Приняв эти величины, подсчитаем по формулам (11); (12); (2); (14); (19) стоимость проведения, содержания, проветривания штреков и в принятом масштабе построим в осях координат графики, характеризующие эти стоимости. Затем, произведя графическое сложение, найдем суммарную кривую стоимости выработки по всем упомянутым здесь показателям. Суммарная кривая стоимости позволяет определить сечение штрека, отвечающее минимуму затрат.

Так, например, на рис. 1 представлено графическое решение задачи для основного однопутевого штрека, проходимого с помощью взрывчатых веществ. Серия тонких кривых линий внизу характеризует стоимость проведения и крепления 1 пог. м штрека при углях разной крепости ($f = 0,8 - 1,6$). Пучок прямых линий отмечает стоимость ремонта, кривая внизу — стоимость проветривания и, наконец две утолщенные кривые вверху дают суммарную стоимость 1 пог. м штрека для двух крайних пределов крепости угля ($f = 0,8$ и $1,6$). Суммарные кривые для углей промежуточных категорий крепости ($f = 1,4; 1,2; 1,0$) будут располагаться между указанными на рис. 1 суммарными кривыми.

Из рассмотрения суммарных кривых (рис. 1) можно установить, что область минимума затрат в рассмотренном примере приходится в интервале, соответствующем сечению выработок в 2,5—4,0 кв. м.

Проедая аналогичные решения для штреков, проводимых в различных условиях (в смысле крепости угля) и различными способами, мы получаем ряд суммарных кривых, дающих возможность определить наимыгоднейшее сечение штрека по экономическим факторам. Исходя из этого, на рис. 2 представлены суммарные кривые для основных однопутевых штреков, позволяющие установить, что для этого рода выработок экономически наимыгоднейшими сечениями являются сечения в пределах 2,5—4,0 кв. м в свету крепи. Если, далее, учесть требования правил безопасности о необходимости для главных вентиляционных выработок, крепленных деревом, иметь сечение к свету крепи не менее 4,5 кв. м, и что сечение в 4,5 кв. м является хорошим в смысле размещения средств транспорта (аккумуляторный электровоз на колею 900 мм, двухтонная вагонетка, проход 700 мм, высота в свету 2 м), мы приходим к выводу, что для основных однопутевых штреков оптимальным сечением является сечение в 4,5 кв. м, считая в свету крепи.

Небезынтересно заметить, что на рудниках Кузбасса для основных однопутевых откаточных штреков употребляются самые разнообразные сечения — от 4 до 10 кв. м в свету крепи.

Что касается двухпутевых выработок, то оказывается, что суммарные кривые в данном случае не имеют области минимума; стоимость выра-

Интересные результаты получаются в отношении промежуточных и параллельных штреков. Анализ стоимостных показателей приводит к выводу, что с уменьшением сечения стоимость проходки и крепления



197

штреков в 3—3,5 кв. м и параллельных в 1,5—2 кв. м вполне удовлетворяют также и требованиям рудничного транспорта.

Выводы

1. Проведенные исследования показывают, что стоимость проходки 1 кв. м штрека зависит, и очень сильно, от размеров сечения выработок, крепости угля, способа проходки и пр.

2. В работе указан путь правильного исследования и определения расходов на ремонт и содержание выработок, этого чрезвычайно важного и проблемного вопроса. Это—путь широкой постановки наблюдений на производстве с последующим анализом и обработкой фактических материалов.

3. Применительно к условиям рудников южного Кузбасса и аналогичным условиям сделана попытка определить оптимальные размеры сечений штреков, проводимых по углю. Для рудников Кузбасса такая задача решается впервые.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Звягин, П. З.—Проектирование и расчеты элементов разработки пластовых месторождений, ОНТИ, НКТП СССР, 1935
2. Цимбаревич, П. М.—Курс рудничного крепления, ОНТИ, 1936 г.
3. Протодьяконов, М. М.—Давление горных пород и рудничное крепление. Часть II. Рудничное крепление. Горное издательство, 1933.
4. „Инженерный работник“, № 10, 1929.
5. „Инженерный работник“, № 1—2, 1931.
6. „Горный журнал“ № 5, 1937.
7. Комаров, В. Б. и Борисов, Д. Ф.—Рудничная вентиляция. ГОНТИ НКТП СССР, 1938.
8. Шевяков, Л. Д.—О стоимости ремонта горных выработок. Сборник статей по горному искусству, вып. 1, Изд. Донугля, 1927.
9. Ленин, В. И.—Что такое „друзья народа“ и как они воюют с социал-демократами. Изд. 2 1931.
10. Шевяков, Л. Д.—Конспект аналитического курса горного искусства. Изд. Свердловского горного института (на правах рукописи), 1935.
11. Покровский, Н. М.—Проведение горизонтальных и наклонных выработок. ОНТИ НКТП СССР, 1937
12. Группа инженеров.—Основные вопросы горного дела. НТС КУП, 1933
13. Баканов, Г. Е. и Постоевко А. Н.—Определение относительной крепости углей методом взрывания стандартных зарядов. Известия Томского индустриального института им. С. М. Кирова. Том 60, вып. II. 1940
14. Маньковский, Г. И.—Проходка вертикальных шахт. ОНТИ НКТП СССР 1935
15. Ларес, Г.—Уточненная формула расчета зарядов при горных взрывных работах. ОНТИ НКТП СССР 1934
16. Суханов, А. Ф.—Методы определения наивыгоднейших величин при отбойке пород и пелезных ископаемых, ГНТИУ, Харьков, 1936 г.
17. Леонтьев, В. Н.—Механизированная погрузка угля при проходке штреков. „Уголь“ № 9, 1939