Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XLII, вып. 1, 1960 г.

О ВЫБОРЕ ОПТИМАЛЬНОГО ПОЛОЖЕНИЯ СТВОЛА ПО ТРАНСПОРТУ

Д. Ф. Борисов

В теории проектирования угольных шахт определению местоположения стволов по условиям транспортирования груза посвящено свыше 30 работ, выполненных главным образом в течение последних 30—35 лет. Решением этой задачи занималось большое число инженерно-технических и научных работников. Некоторые исследователи значительно расширили задачу определения местоположения ствола, включив в рассмотрение подземный и поверхностный транспорт угля, доставку породы, людей, оборудования, а также проветривание,[1] проходку квершлагов (при положении стволов вне пределов свиты), потери в целиках, и тем самым превратили ее в типичный метод вариантов, решаемый графически или табличным сравнением. Во время известной дискуссии о применении аналитического метода в горном деле, проведенной «Горным журналом» в 1949 г., этот вопрос также привлек внимание. При этом некоторые участники дискуссии подвергли сомнению правильность вообще существующей методики определения местоположения ствола по условиям транспортирования.

До сих пор остается невыясненным: почему в проектной практике при выборе местоположения стволов, как правило, не учитываются изменения стоимости транспорта и почему игнорирование этого фактора не было обнаружено в экономической части проектов?

Этот вопрос не потерял своего значения и до настоящего времени, что и вызвало публикацию данной работы, доложенной в 1956 г. на преподавательской научной конференции Ленинградского горного института.

В настоящей статье решение поставленного вопроса ограничено теоретическим исследованием влияния стоимости транспорта и изменения

[1] Представление о том, что оптимальное положение ствола по транспорту совпадает с оптимальным местом по проветриванию, справедливо лишь в сравнительно редких случаях: при «естественном» распределении воздуха, при проветривании пластов индивидуальными вентиляторами, а также при вскрытии только двух пластов на одном рабочем горизонте. Это объясняется тем, что депрессия всех параллельных струй доводится до максимальной депрессии и расход энергии зависит от депрессии по шахте (горизонту) в целом, а не от пути воздуха по квершлагу. Поэтому для правильного определения расхода на проветривание требуется для каждого горизонта подсчитать полную депрессию для различных положений ствола, т. е. практически сделать несколько расчетов вентиляции.

его объема на выбор местоположения ствола или штольни. В соответствии с этим изложение мы разбиваем на две как бы самостоятельные части.

1. Зависимость затрат на транспортирование от длины пути

В технико-экономических расчетах по вскрытию стоимость транспорта обычно определяется по формулам Л. Д. Шевякова [1]:

стоимость доставки 1 *т* груза

$$q_т = q_1 + q_2 L \tag{1}$$

и стоимость 1 *ткм* транспорта

$$q_{ткм} = \frac{q_1}{L} + q_2, \tag{2}$$

где L — длина откатки, *м* или *км*;

q_1 и q_2 — коэффициенты, зависящие от организации транспорта.

Коэффициенты q_1, q_2, зависящие от скорости откатки v, времени маневров t, длительности смены Т, емкости состава Q и стоимости содержания состава в смену a, как известно равны

$$\left.\begin{aligned} q_1 &= \frac{at}{QT} \\ q_2 &= \frac{2a}{vQT} \end{aligned}\right\}. \tag{3}$$

Нетрудно видеть, что отношение $\frac{q_1}{q_2} = \frac{tv}{2}$ полностью зависит от организации откатки: ее скорости и времени маневров. Формула (1) изображается прямой линией, а (2) — гиперболой с асимптотами $L=0$ и $q_{ткм}=q_2$.

Условия, при которых расходы на транспорт допустимо определять, считая стоимость 1 *ткм* величиной постоянной, можно установить при сопоставлении ошибки подсчета со стоимостью, установленной по формуле (2). Длину откатки, при которой ошибка определения расходов упрощенным путем ($q_{ткм}$ — постоянная величина) будет меньше точности расчетов τ, можно найти из неравенства

$$q_2 L \geqslant (q_1 + q_2 L)(1 - \tau).$$

Отсюда

$$\tau q_2 L > (1 - \tau) q_1;$$

$$L > \frac{1-\tau}{\tau} \frac{q_1}{q_2}; \quad L > \frac{1-\tau}{\tau} \frac{tv}{2}.$$

Для электровозной откатки при $t = 0{,}25$ часа $v = 10$ *км/час*

$$\frac{q_1}{q_2} = \frac{0{,}25 \cdot 10}{2} = 1{,}25.$$

При $\tau = 0{,}1$ (10%)

$$L = \frac{1{,}25}{0{,}1} 0{,}9 = 11{,}25 \text{ км}.$$

Эта длина значительно выше расстояний, встречающихся в практике угольных шахт.

Если знать длину L, для которой получено значение постоянной стоимости 1 *ткм*, то пределы возможности использования этой величины можно определить по относительному изменению длины L, исходя из точности расчетов транспорта

$$\left(\frac{q_1}{L} + a_2\right) KL = (q_1 + q_2 kL)(1 \pm \tau).$$

После преобразований

$$k = \frac{1 \pm \tau}{1 \mp \tau \frac{q_2}{q_1} L} = \frac{1 \pm \tau}{1 \mp \tau \frac{2L}{vt}}.$$

При $\tau = 0{,}1$; $L = 1$ *км* и прежних значениях v и t

$$k = \frac{0{,}9}{1 + 0{,}1 \frac{2 \cdot 1}{0{,}25 \cdot 10}} = 0{,}83; \quad k = \frac{1{,}1}{1 - 0{,}1 \frac{2 \cdot 1}{0{,}25 \cdot 10}} = 1{,}2.$$

Этому соответствует относительное изменение длины на 15—20% или абсолютное на 150—200 *м*. При $L = 2$ *км* соответственно получим 25—30% и 500—600 *м*.

Практически стоимость подземного транспорта не ограничивается стоимостью содержания состава. В нее необходимо включить расходы, пропорциональные длине (например, стоимость электроэнергии), а также ряд постоянных затрат, не зависящих от добычи по шахте (содержание диспетчерской подстанции, зарядной, депо и т. д.).

Полная формула для подсчета стоимости транспорта, введенная Центрогипрошахтом, имеет вид

$$q_т = C_1 + \frac{C_3}{A} + \left(C_2 + \frac{C_4}{A}\right) L,$$

где $C_1 \div C_4$ — стоимостные коэффициенты;

A — суточная добыча угля, *т*.

Для шахты с суточной добычей 2000 *т* при откатке аккумуляторными электровозами (после подстановки числовых значений коэффициентов $C_1 \div C_4$) получаем

$$q_т = 2 + 0{,}4L \text{ и отношение } \frac{q_1}{q_2} = \frac{2}{0{,}4} = 5 \text{ км}.$$

В этом случае длина, при которой подсчет можно вести по средней стоимости 1 *ткм*, должна быть не меньше 45 *км*. Одновременно сокращаются пределы, в которых можно пользоваться для расчета постоянными значениями стоимости 1 *ткм*. Так, например, при $L = 2$ *км* допустимые ($\tau = 0{,}1$) изменения длины составляют около 240 *м* (12%).

Приведенные расчеты свидетельствуют об ограниченной возможности использования постоянной стоимости 1 *ткм* в горных условиях[1].

[1] При открытых работах длина пути, при которой стоимость 1 *ткм* можно принимать постоянной, достигает $L = 75$ *км* (подсчитано по данным, приведенным в работе Е. Ф. Шешко «Основы проектирования угольных карьеров», стр. 102, табл. 21, $v = 18$ *км/час*, $t = 0{,}9$ часа). Длины, в пределах которых можно пользоваться статистическими (расчетными) постоянными значениями, 1 *ткм* здесь (при $L = 9$ *км*) составляют 9—11% и (при $L = 18$ *км*) 11—14%. Между тем известно много случаев, когда за приближение отвалов к карьеру начисляли премию из расчета экономии, подсчитанной по средней стоимости 1 *ткм*.

При опубликовании статистических данных по стоимости транспорта на подземных и открытых работах необходимо оговаривать, при какой длине транспорта и длительности маневров они получены.

Исходя из всего изложенного, можно придти к выводу о недостаточно обоснованном использовании в горной промышленности показателя стоимости 1 *ткм*, характерного лишь для условий магистральных железных дорог типа МПС, откуда они и заимствованы.

Несмотря на то, что свыше 30 лет назад Л. Д. Шевяков отметил неправильность существующего способа подсчета расходов на подземный транспорт по стоимости 1 *ткм*, этим способом продолжают широко пользоваться до сих пор.

Приведенная методика подсчета стоимости электровозной откатки, однако, недостаточно точна, так как построена на допущении, что нарастание стоимости происходит непрерывно. Фактически же стоимость увеличивается «скачкообразно» по мере ввода дополнительных электровозов-составов. Последовательность постепенного ввода электровозов по мере увеличения длины откатки можно определить элементарными расчетами.

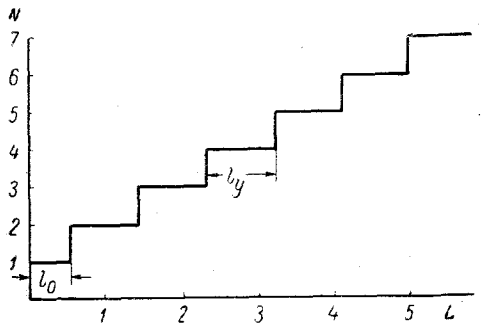


Рис. 1. Зависимость изменения длины транспортирования от количества электровозов при добыче 4000 *т/сутки*

Необходимое число электровозов

$$N=\frac{A}{QT}\left(\frac{2L}{v}+t\right).$$

Длина, на которую N электровозов могут перевезти добычу A, равна

$$L_N=\left(\frac{NQT}{A}-t\right)\frac{v}{2}; \qquad (4)$$

После удлинения откатки на какую-то длину участка l_y, потребуется ввод еще одного электровоза. Эту длину можно найти по разности между L_{N+1} и L_N

$$l_y=\left(\frac{(N+1)\,QT}{A}-t\right)\frac{v}{2}-\left(\frac{NQT}{A}-t\right)\frac{v}{2};$$

$$l_y=\frac{vTQ}{2A}=\frac{vT}{P}, \qquad (5)$$

где P — число пар поездов, потребных для перевозки груза A.

Начальную длину откатки l_0, на которую сможет перевезти всю добычу минимальное число электровозов N_0, потребное немедленно после сдачи шахты в эксплуатацию (при прямой отработке поля), находим аналогичным путем

$$l_0=\left(\frac{N_0QT}{A}-t\right)\frac{v}{2}.$$

При потребности только в одном электровозе[1]

$$l_0'=\left(\frac{QT}{A}-t\right)\frac{v}{2}=l_y-\frac{tv}{2}. \qquad (6)$$

[1] Величина N_0, очевидно, зависит от соотношения $\frac{QT}{A}$ и t: при $t>\frac{QT}{A}$ требуется ввод двух или больше электровозов.

График последовательного, по мере удлинения откатки, ввода электровозов представляет ступенчатую кривую (рис. 1) [1], отрезки которой l_0, $l_у$, отражающие и изменение стоимости, зависят от организации транспорта и его объема. Значения l_0 и $l_у$ при 6-часовых рабочих сменах, длительности маневров 0,25 часа и емкости состава 60 *т* для аккумуляторных ($v=7{,}2$ *км/час*) и контактных электровозов ($v=10$ *км/час*) приведены в таблице.

Таблица 1

A, *т/сутки*	Аккумуляторные электровозы			Контактные электровозы		
	N_0	l_0	$l_у$	N_0	l_0	$l_у$
2000	1	0.40	1,30	1	0,55	1,8
3000	2	0,84	0,870	2	1,15	1.20
4000	2	0,40	0,55	2	0,55	0,9

Так как электровозы значительное время работают с недогрузкой (см. рис. 1), то очевидно, что среднюю эксплуатационную стоимость транспортирования 1 *т* груза за все время отработки шахтного поля в части, зависящей от содержаний состава (при постоянном числе вагонеток), следует рассчитывать по формуле

$$q_т = \frac{a\sum_{N_0}^{N_к} Nl}{AL}, \qquad (7)$$

где $N_к$ — число электровозов при максимальной длине.

Обычно в проектах подсчет эксплуатационной стоимости откатки ведут по среднеарифметическому числу электровозов

$$q_т = \frac{a(N_0 + N_к)}{2A}$$

или числу электровозов, соответствующему средней длине пути. Последний расчет, если не округлять число электровозов до целого, совпадает с применяемой в аналитических расчетах формулой

$$q_т = \frac{Aa}{AQT}\left(\frac{2L_{ср}}{v} + t\right) = q_1 + q_2 L_{ср}.$$

Между тем

$$\frac{\sum_{N_0}^{N_к} Nl}{\Delta L} > \frac{N_0 + N_к}{2A} > \left(t + \frac{2L_{ср}}{v}\right)\frac{1}{QT}.$$

[1] Это еще раз доказывает нецелесообразность применения для выбора местоположения ствола «метода изолиний», предложенного в общей форме П. К. Соболевским и до настоящего времени рекомендуемого некоторыми маркшейдерскими работами. «Метод изолиний», кроме отмеченной Л. Д. Шевяковым [1] трудоемкости, теоретически не обоснован; достаточно учесть, что стоимость транспорта изменяется скачкообразно.

Разница в средней стоимости откатки при подсчете по этим формулам в различные стадии отработки этажа может значительно превосходить точность расчета. Так, например, для откатки аккумуляторными электровозами при добыче 2000 *т/сутки* и длине крыла 4,5 *км* эти значения (если принять фактическую стоимость за 100%) составляют при расчете по среднему числу электровозов 89% фактической стоимости (ниже на 11%) и при подсчете по средней длине откатки 87% (ошибка 13%). При тех же условиях, но при длине крыла 1,8 *км* эти цифры будут занижены соответственно на 20 и 30%. При меньшей длине расхождения в стоимости транспорта будут еще больше и могут достигать при небольших расстояниях 35 и даже 70%.

Ступенчатый характер графиков ввода электровозов и себестоимости транспорта показывает, что даже значительное удлинение транспортных путей может не вызывать увеличения числа электровозов. Необходимость ввода дополнительного электровоза и соответствующего увеличения капиталовложений (обычно определяется по максимальному числу электровозов) может быть оценена как отношение приращения длины ΔL откатки к длине участка $l_у$. Изложенное выше дает основание сделать следующие выводы.

1. Подсчет средней стоимости транспорта по принятым в проектах расчетам и аналитическим формулам дает несколько заниженные результаты, так как они не учитывают фактической последовательности ввода электровозов.[1]

2. Дополнительные расходы при удлинении транспорта целесообразно определять раздельно: а) эксплуатационные расходы по стоимости чистой откатки, увеличивая приводимые в литературе значения на 20% за счет постепенного ввода электровозов и исключая при необходимости амортизацию состава и электровозов (по данным Центрогипрошахта она составляет 30—40%); б) необходимость увеличения капиталовложений по отношению $\frac{\Delta L}{l_у}$; в) увеличение стоимости транспорта в целом по формуле

$$\Delta q_т = 0{,}65 \div 0{,}85 q_2 \Delta L,$$

если $\frac{\Delta L}{l_у} < 1$;

$$q_т = 1{,}2 q_2 \Delta L,$$

если $\frac{\Delta l}{l_у} > 1$, а также при неточных расчетах.

2. Зависимость объема работ по транспорту от положения ствола и распределения запасов

Для окончательного решения вопроса о необходимости при выборе местоположения ствола определять оптимальное его положение по условиям транспорта следует установить объем излишней работы, возникающей при смещении ствола из оптимальной точки. Как известно, при непрерывном распределении запасов вдоль выработки (например, по простиранию) минимальной работе транспорта отвечает линия, равноделящая запасы.

---

[1] Этим, по-видимому, можно объяснить расхождение фактических и расчетных показателей работы откатки.

Впервые это условие было математически доказано в 1924 г. А. И. Смирновым [2]; оно выражается уравнением

$$\int_0^a f(x)\,dx = \int_a^S f(x)\,dx,$$

где a — абсцисса точки, соответствующая минимуму работы;
О и S — абсциссы точек, ограничивающих распространение запасов;
$f(x)$ — функция, выражающая закономерность распределения запасов вдоль оси.

Эта формула выведена с использованием «подвижной ординаты», проведенной через искомую точку a' (рис. 2), с дифференцированием

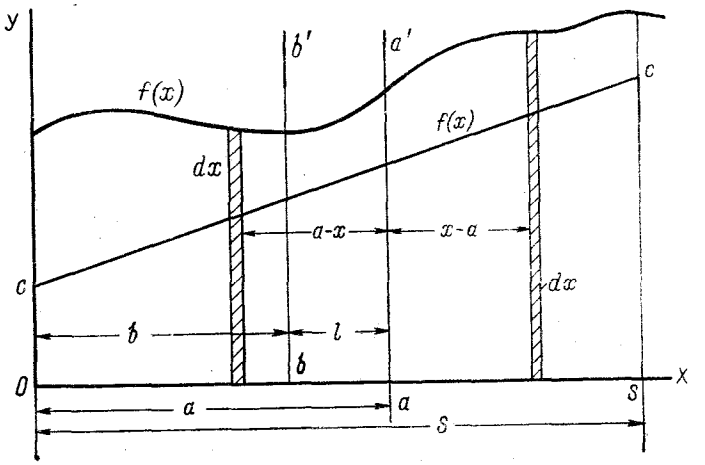


Рис. 2. Схема к определению минимума затрат на транспортирование при распределенных запасах: aa' — линия, разделяющая запасы

при отыскании минимума подинтегральной величины по параметру a. Объем работы транспорта при оптимальном положении ствола

$$V_0 = \int_0^S xf(x)\,dx - \int_0^a xf(x)\,dx \qquad (8)$$

или

$$V_0 = \int_0^S xf(x)\,dx - 2\int_0^a xf(x)\,dx. \qquad (8')$$

При смещении точки своза на расстояние l от оптимального положения в сторону начала ординат — в точку b' (см. рис. 2) объем работ по транспорту увеличится и будет равен

$$V' = b\left[\int_0^b f(x)\,dx - \int_b^S f(x)\,dx\right] + \int_b^S xf(x)\,dx - \int_0^b xf(x)\,dx.$$

Увеличение работ по транспорту $\Delta V = V' - V_0$ после преобразований

$$\Delta V = 2\left[\int_b^a xf(x)\,dx - b\int_b^a f(x)\,dx\right]. \qquad (9)$$

При сосредоточенном расположении грузов в ряде точек, например по квершлагу, местоположение ствола также соответствует точке, равноделящей запасы, и известные неравенства Л. Д. Шевякова — Р. А. Селецкого являются лишь частным случаем этого общего положения. На самом деле (рис. 3), работа своза грузов к точке с абсциссой a может быть выражена в виде уравнения

$$V=\sum_0^a (a-x)\,q+\sum_a^S (x-a)\,q=a\left(\sum_0^a q-\sum_0^S q\right)+$$

$$+\left(\sum_a^S qx-\sum_0^a qx\right). \qquad (10)$$

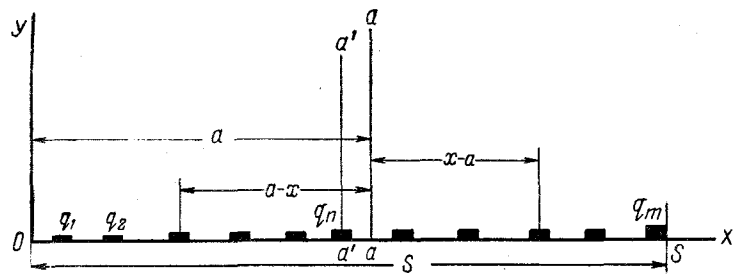


Рис. 3. Схема к определению минимума затрат на транспортирование при сосредоточенных в опроделенных точках грузах: aa и aa' — линии, равноделящие запасы

Для отыскания минимума этой работы транспорта возьмем первую производную по a и приравняем ее нулю

$$\frac{dV}{da}=\sum_0^a q-\sum_a^S q=0 \qquad (11)$$

или

$$\sum_0^a q_{лв}=\sum_0^a q_{пр}.$$

При положении линии (aa), равноделящей запасы между грузами, оптимальному местоположению ствола отвечают любые точки на отрезке между соответствующими грузами. Когда эта линия совпадает с одним из грузов, например q_n (см. рис. 3, линия $a'a'$), то сумма грузов справа и слева будет меньше половины всех грузов. В этом случае для доведения грузов слева до половины общего объема надо прибавить к ним какую-то часть груза q_{n_1}, например равную kq_n, тем самым выделив для грузов справа запасы $(1-k)\,q_n$.

В этих условиях известные неравенства Л. Д. Шевякова — Р. А. Селецкого получаются из формулы (10) простым алгебраическим преобразованием

$$\sum q_{лв}+kq_n=\sum q_{пр}+(1-k)\,q_n.$$

Отсюда

$$\sum q_{лв}=\sum q_{пр}+(1-2k)\,q_n;$$

$$\sum q_{пр}=\sum q_{лв}+(2k-1)\,q_n.$$

Следовательно,

$$\sum q_{лв} < \sum q_{пр} + q_п; \tag{11'}$$

$$\sum q_{пр} < \sum q_{лв} + q_п. \tag{11''}$$

Минимальный объем работы транспорта при сосредоточенном расположении грузов и заложении ствола в оптимальной точке по транспорту [из уравнения (10)]

$$V_0 = \sum_a^S qx - \sum_0^a qx. \tag{12}$$

Увеличение объема работ по транспортированию при смещении ствола из оптимального положения к началу координат в точку b' (см. рис. 3) можно найти по формуле

$$\Delta V' = 2\sum_b^a (x - b)\, q, \tag{13}$$

если оптимальное место расположено на участке между грузами и по формуле

$$\Delta V'' = 2\sum_b^a (x - b)\, q + (a - b)\, q_п, \tag{14}$$

если оптимальное место совпадает с одним из грузов.

Для оценки увеличения объема работ по транспортированию целесообразно ввести понятие эквивалентной длины $l_э$, величина которой соответствует избыточной работе, возникающей при смещении ствола из оптимального положения, разделенного на весь транспортируемый груз. При рассредоточенном расположении груза

$$l_э' = \frac{2\sum_b^a (x - b)\, q}{\sum_0^S q} \quad \text{и} \quad l_э'' = \frac{2\sum_b^a (x - b) + (a - b)\, q_п}{\sum_0^S q};$$

при распределенных запасах

$$l_э = \frac{2\left[\int_b^a xf(x)\,dx - b\int_b^a f(x)\,dx\right]}{\int_0^S f(x)\,dx}.$$

Исследование формул (9), (13) и (14) достаточно сложно, поэтому в отдельных случаях, особенно при точечном расположении грузов, проще находить оптимальное местоположение и дополнительный объем транспорта при смещении ствола широко известными графическими методами.

По описанной методике для примера определим увеличение объема транспорта и его удорожание от смещения ствола или штольни при непрерывном распределении запасов, при сосредоточенном расположении грузов в нескольких точках на квершлаге.

Рассмотрим два случая непрерывного распределения запасов: при условии их изменения по закону прямой линии $f(x) = 100 + 0{,}02x$

и $f(x) = 1000 + 0{,}2x$ (рис. 2, прямая cc), $S = 10\,000$ *м* и запасах, соответственно равных 2 и 20 млн. *т*. Для второго примера определим положение штольни по формуле

$$\int_0^a (1000 + 0{,}2x)\,dx = \int_a^S (1000 + 0{,}2x)\,dx.$$

После пересчета получим оптимальное положение штольни на расстоянии $a = 6300$ *м* от наиболее бедной запасами границы (начало координат). Дополнительный объем работ по транспорту при смещении штольни в точку b' (рис. 2), расположенную на середине простирания ($x = 5000$ *м*), определим по уравнению (9)

$$\Delta V = 2\left[\int_{5000}^{6300} x(1000 + 0{,}2x)\,dx - 5000\int_{5000}^{6300}(1000 + 0{,}2x)\,dx\right].$$

Увеличение работы транспорта, отнесенное к 1 *т* запасов, составляет $\Delta V = 0{,}16$ *ткм*. Для первого примера значения a и ΔV те же.

Удорожание в первом случае при стоимости «чистой откатки» (увеличенной на 20%) 0,20 *руб/т* (добыча 500 *т/сутки*) составит 0,033 *руб/т*, а во втором случае (добыча 1500 *т*) она получается равной 0,02 *руб/т* ($q_2 = 0{,}12$ руб.), т. е. 0,02—0,03 руб. на 1 *км* «смещения» штольни от оптимального положения.

В рассмотренных примерах положение штольни в середине простирания, обеспечивающее равномерную отработку обоих крыльев (при одинаковом подвигании), вызовет удорожание 0,02 и 0,03 *руб/т*.

Правильный выбор расположения штольни (или ствола) — посередине простирания или на линии, равноделящей запасы (оптимальное положение) — связан в первую очередь с характером распределения запасов (изменения мощности пласта или площади, т. е. угла падения, зоны выветривания или сочетания этих факторов) и необходимым развитием очистных забоев.

В первом примере запасы 100÷300 *т* на 1 *пог. м* при постоянной наклонной высоте 100 *м* отвечают изменению мощности пласта от 0,8 до 2,4 *м*. В данном случае с точки зрения организации предпочтение следует отдать центральному положению штольни — посередине простирания, так как этим будет обеспечена равномерная работа транспорта в течение выемки всех запасов и одновременная отработка обоих крыльев при одинаковом подвигании очистных работ (их организации).

Во втором случае запасы меняются в пределах 1000÷3000 *т* на 1 *пог. м*, что соответствует (при двух пластах мощностью 1 *м* каждый) изменению наклонной высоты от 400 до 1200 *м*. Несмотря на незначительное удорожание, в этом случае следует предпочесть положение ствола, отвечающее минимуму транспорта, скорректированное, исходя из календарного плана отработки (такой случай был в проекте штольни Усьва № 2 Кизелугля), так как за счет работы различного числа лав можно обеспечить одновременную отработку обоих крыльев.

Таким образом, когда характер изменения запасов вызывает необходимость применения различных методов подготовки (например, в одном крыле этажная, а в другом панельная) и когда можно регулировать скорость отработки крыльев введением различного числа лав, наиболее целесообразно расположение ствола в точке минимального объема работ по транспорту, которое при реальном проектировании обычно определяется автоматически при составлении календарного плана.

Когда изменение запасов в шахтном поле не требует коренной перестройки организации работ и порядка выемки (способа подготовки, подвигания и др.), целесообразно располагать ствол в середине поля по простиранию.

При рассредоточенном распределении запасов увеличение эквивалентной длины откатки на 200 *м* (при добыче шахты 4000 *т* и контактных электровозах) дает удорожание 0,025 *руб/т* (q_2=0,09 руб.) или, если исключить амортизацию ($200 < l_0 < l_у$), 0,015 *руб/т*. Это влечет дополнительные расходы порядка 60—100 *руб/сутки* или 20—30 тыс. руб. в год, чему соответствует примерно суточная заработная плата 1,5—2 рабочих или увеличение проходки квершлагов на 12—15 *м* в год. Здесь от оптимального положения вскрывающей выработки можно отступить, если это связано с улучшением организации откатки. Для проверки допустимости целесообразно $l_э$ выразить через t маневров $\left(t = \frac{2l}{v}\right)$. В данном случае

$$t = \frac{2 \cdot 0{,}5}{10} = 0{,}1\ ч = 6\ мин.$$

Следовательно, когда околоствольный двор пересекает пласты и требуется проходка дополнительных выработок, соединяющих штреки с подводящими выработками околоствольного двора, вполне целесообразно сдвинуть ствол за пределы пластов, так как увеличение длины откатки будет компенсироваться упрощением маневров.

Выводы

1. Окончательный выбор между положением ствола в середине простирания или на линии, равноделящей запасы, зависит от характера распределения запасов и возможности обеспечения одновременной отработки обоих крыльев и производится обычно в конкретном проектировании при составлении ориентировочного календарного плана.

При изменении запасов по простиранию, зависящем главным образом от площади пласта (угла падения, размыва верхней части, сбросов и пр.), ствол или штольни целесообразно закладывать на линии, равноделящей запасы. Если изменение запасов зависит от мощности пласта, ствол целесообразно закладывать посередине простирания.

2. Смещение ствола от оптимального положения на квершлаге, как правило, незначительно отражается на стоимости транспорта, поэтому при расположении ствола в пределах свиты рассмотрение вопроса следует начинать с анализа компоновки околоствольных дворов на разных горизонтах, компоновки поверхности, величины потерь угля в охранных целиках и лишь затем переходить к расходам по транспорту.

3. Увеличение стоимости транспорта, вызываемое отклонением расположения ствола от оптимального местоположения по транспорту, ускользало от внимания проектировщиков по следующим причинам:
а) методика подсчета расходов по транспорту по среднему числу электровозов не давала возможности выявить перерасходы, связанные с перемещением ствола, особенно при небольшой производственной мощности шахты; б) при неравномерном распределении запасов по простиранию место закладки ствола корректировалось в проектах календарным планом и в ряде случаев по условиям одновременной отработки крыльев приближалось к оптимальному положению по транспорту; в) перерасходы, связанные с отступлением от оптимального положения по транспорту на квершлаге, как правило, незначительны и не отража-

лись на экономических показателях проекта, так как не выходили в большинстве случаев за пределы точности расчетов.

4. Величина перерасхода на транспорт, связанная со смещением ствола от оптимального положения, возрастает с увеличением производственной мощности шахт и уменьшается с увеличением полезного веса состава.

Увеличение длины откатки наиболее резко отражается на ее стоимости при автотранспорте, когда небольшое увеличение длины связано с вводом в эксплуатацию новых машин.

5. Удорожание стоимости транспорта с увеличением его длины следует определять только по стоимости «чистого транспорта», корректируя величину последнего при точных расчетах в зависимости от увеличения числа электровозо-составов. Использование для определения стоимости транспорта на открытых и подземных работах постоянной стоимости 1 *ткм* нецелесообразно даже при ориентировочных подсчетах.

6. Для подсчетов изменения объема работы и стоимости транспорта можно рекомендовать формулы (7), (9), (13) и (14). В отдельных случаях дополнительный объем работы транспорта целесообразно приводить к эквивалентной длине, выражаемой в метрах или в дополнительном времени, затраченном на движение.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шевяков Л. Д. Основы теории проектирования угольных шахт, Углетехиздат, 1950.

2. Смирнов А. И. К вопросу о месте заложения шахты. Известия Уральского политехнического института, 1924—1925, т. IV.