

чих и в ряде случаев на полноту извлечения полезных ископаемых и безопасность работы в очистных забоях.

Большое влияние высота этажей оказывает на затраты по проведению и оборудованию капитальных и подготовительных выработок (привольных выработок и камер, квершлагов, полевых и рудных основных штреков и т. п.). В этом отношении значение высоты этажей бывает особенно велико при мощных рудных залежах, где абсолютная величина указанных затрат часто достигает нескольких миллионов рублей в пределах одного этажа. В данном случае увеличение высоты шахтных этажей существенно сокращает расходы по проведению и оборудованию выработок на этажных горизонтах.

С другой стороны, при очень нарушенных залежах, тонких, часто выклинивающихся или мало разведанных жилах нередко лишь удачно выбранной высотой этажей определяется реальная возможность подсесть жилу или пласт этажным квершлагом. В противном случае проводимые квершлагы могут проходить по непродуктивной толще, не встретив вскрываемой залежи. В таком случае, при неудачно выбранной высоте этажа могут возникнуть дополнительные затраты и может потребоваться дополнительное время на проведение новых вскрывающих выработок. Естественно, в таких условиях будет более целесообразным вести разработку менее высокими этажами, чем это было бы при более спокойном залегании месторождений. Дополнительные затраты, которые стали бы возникать от уменьшения высоты этажей, очевидно, частично покрывались бы экономией на предварительной и детальной разведке месторождения.

При системах разработки, не допускающих обрушения боковых пород до полного окончания выемки всех подэтажей в блоке, как, например, при системе с подэтажной выемкой руды, взаимно высота этажей и длина блоков зависят от устойчивости боковых пород.

Из сказанного видно, что высота шахтных этажей оказывает влияние на эффективность работы шахты или рудника. В связи с этим имеет большое значение умение в каждом конкретном случае правильно подходить к решению вопроса о выборе высоты шахтных этажей. Это особенно важно в настоящее время, когда в СССР ведутся грандиозные работы по дальнейшему подъему горной промышленности, требующему углубки многих действующих шахт и строительства новых предприятий для добычи различных полезных ископаемых.

Несмотря на это, методика определения рациональной высоты шахтных этажей для крутопадающих жил и пластовых залежей еще мало изучена и теоретически недостаточно разработана. Поэтому на практике в таких условиях (при крутом падении) высоту этажей обычно принимают на основе опыта работы других рудников, далеко не всегда разрабатывающих месторождения аналогичного характера.

2. Высоты шахтных этажей, применяемые в СССР на практике, и наблюдаемые тенденции в отношении изменения их

При разработке крутопадающих месторождений высоты шахтных этажей, применяемые на практике, варьируют в пределах 30—120 м. Наиболее часто шахтные этажи делаются высотой 40—45—100 м. В большинстве случаев каменноугольные месторождения разрабатываются более высокими этажами, чем рудные. Если на крупных каменноугольных шахтах этажи имеют высоту 70—100 м [6], то на больших рудниках они чаще делаются высотой 60—80 м [7]. На золоторудных, редкометальных и по-

лиметаллических предприятиях высоты шахтных этажей редко бывают больше 40—60 м.

Золоторудные и редкометальные месторождения часто бывают представлены тонкими недостаточно правильными нарушенными жилами. Содержание полезных компонентов в руде постоянно меняется. Предприятия обычно имеют небольшие масштабы и небольшую кубатуру капитальных и подготовительных выработок на этажных горизонтах. Поэтому устройство здесь этажей такой высоты часто вызывается специфическими особенностями самих месторождений. Что же касается крупных горнорудных предприятий, разрабатывающих мощные крутопадающие рудные тела, как, например, многие предприятия железорудной промышленности (Кривбасс, Урал, Горная Шория), то применение на них этажей высотой 50—60 м не всегда оправдывается достаточными обоснованными соображениями. Каменноугольные месторождения, находящиеся часто в более сложных геологических условиях, чем железорудные, обычно разрабатываются более высокими этажами.

В послевоенное время некоторые рудники Кривбасса уже перешли на работу этажами высотой 90 м и более [7].

За годы пятилеток в СССР проведена коренная реконструкция горных предприятий. Рудники и шахты переведены на новую передовую советскую технику, позволившую механизировать все процессы добычи полезных ископаемых, высоко поднять производительность горнорабочих и сделать их труд безопасным и более легким. За это время наблюдалось также непрерывное повышение шахтных этажей, что обеспечивало более эффективные условия разработки месторождений полезных ископаемых. До 1930 г. высота шахтных этажей в Кривбассе не превышала 21—30 м. В настоящее время на шахтах бассейна этажи делаются не менее 50—110 м.

На Уральских медных рудниках (Калатинский, Карабашские, Белореченский, Карпушинский и др.) до 1929 г. высоты этажей были, как правило, в 32 м. В настоящее время меднорудные месторождения Урала разрабатываются преимущественно этажами 40—60 м [8].

Шахты-гиганты, построенные в Южном Кузбассе в первую пятилетку, сначала отведенные им шахтные поля разрабатывали этажами в 50 м, в настоящее время на этих шахтах, кроме некоторых, добыча углей производится этажами высотой по 100 м. На шахте „А“ высота этажей принята в 80 м. На шахте „Б“ этажи в 50 м применялись с горизонта 265 до горизонта 165 м. Дальше на этой шахте стали вести разработку этажами по 100 м. Также на шахте „В“ все этажи с горизонта 225 м стали делать высотой 100 м; до указанного горизонта этажи были по 50 м.

Такое положение в отношении высоты шахтных этажей наблюдается почти на всех шахтах и рудниках Советского Союза. Это позволяет сделать вывод, что вместе с совершенствованием техники разработки крутопадающих угольных и рудных месторождений, проводившимся в СССР в годы пятилеток, также постепенно происходило и повышение шахтных этажей на горных предприятиях, разрабатывающих такие месторождения. Особенно заметно за это время повысились этажи на горнорудных предприятиях. В России до Великой Октябрьской социалистической революции на рудниках этажи в 32 м считались высокими; в настоящее время в СССР шахтные этажи таких размеров можно считать низкими, до 60 м—средними, высотой более 60 м—высокими.

3. Понятие о минимальной и оптимальной высоте шахтных этажей

Для обеспечения непрерывной работы горного предприятия (шахты, рудника) необходимо шахтные этажи принимать таких размеров, при ко-

торых обеспечивалась бы своевременная подготовка новых этажей для выемки.

Такие условия могут быть достигнуты выбором соответствующей высоты шахтного этажа. Наименьшая высота этажа (h_m), с которой начинают обеспечиваться эти условия, называется минимальной высотой шахтного этажа.

С изменением высоты этажей изменяются расходы, приходящиеся на одну тонну запасов ископаемого в этаже, по проведению квершлагов и штреков, проведению и оборудованию околоствольных дворов, подъему ископаемого и породы, водоотливу и т. п. При некоторых системах разработки с переменной высотой этажей увеличиваются или уменьшаются потери полезных ископаемых, смотря по тому, как изменяется сама высота этажей (повышается или понижается).

Некоторые расходы, как, например, по проведению основных штреков, квершлагов и другие, с увеличением высоты шахтных этажей уменьшаются, некоторые (подъем, водоотлив) увеличиваются. Вследствие такого характера изменения затрат, функционально связанных с высотой этажей h , очевидно, в каждом конкретном случае может быть найдена такая величина h , при которой сумма этих затрат будет иметь наименьшее значение. Такая высота шахтных этажей, при которой это достигается, называется оптимальной или экономически целесообразной высотой этажей.

Если оптимальная высота этажа (h_0) для определенных условий получается не меньше минимальной высоты (h_m), то по соображениям экономического порядка желательно высоту этажей приближать к величине h_0 . Иногда, в зависимости от геологического строения месторождения и характера применяемой системы разработки, возникает необходимость делать этажи ниже оптимальных, т. е. принимать величину $h < h_0$. В таком случае величина h должна быть не меньше h_m . Таким образом, технически целесообразная высота шахтных этажей (h) может равняться или быть меньше оптимальной ($h \leq h_0$) и равняться или быть больше минимальной ($h \geq h_m$).

4. Определение минимальной высоты шахтных этажей

Минимальную высоту этажа можно находить следующим образом.

Пусть

- Q_3 — запасы полезного ископаемого в этаже, m ;
- k — коэффициент извлечения их при разработке;
- ρ — коэффициент разубоживания ископаемого при добыче;
- t_3 — время разработки этажа;
- t_n — время подготовки одного этажа;
- t_p — время, необходимое на создание резерва подготовленных запасов;
- V — годовое понижение уровня горных работ в шахте, $m/\text{год}$;
- k_0 — коэффициент опережения подготовительных работ, равный $\frac{t_3}{t_n}$;
- γ — объемный вес руды, m/m^3 ;
- A — годовая производительность шахты, $m/\text{год}$;
- h — вертикальная высота шахтного этажа, m ;
- S — площадь горизонтального сечения залежей месторождения в пределах шахтного поля;
- α° — угол падения залежей ископаемого.

Тогда

$$A = \frac{k Q_3}{t_3} = \frac{k Q_3}{t_n + t_p} = \frac{k Q_3}{k_0 t_n}.$$

С другой стороны,

$$t_3 = t_n + t_p = k_0 t_n = \frac{h}{V} = \frac{k Q_3}{A} .$$

Отсюда минимальная высота этажа

$$h_m = k_0 V t_n . \quad (1)$$

Так как

$$V = \frac{A (1 - \rho)}{k S \gamma} ,$$

то

$$h_m = k_0 V t_n = \frac{A k_0 t_n (1 - \rho)}{k S \gamma} , \quad (2)$$

Время подготовки этажа [9]

$$t_n = \frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + \frac{l_4}{v_4} , \quad (3)$$

где l_1 — длина ствола шахты в пределах одного этажа, м;

l_2 — длина квершлага проектируемого этажа, м;

l_3 — длина штрека в крыле, необходимая для размещения фронта очистных работ, при выемке от границ поля к шахте — длина наибольшего крыла, м;

l_4 — длина восстающего (или гезенка), равная $\frac{h}{\sin \alpha}$, м;

v_1, v_2, v_3 и v_4 — соответственно скорости проведения этих выработок. Для вертикальных шахт

$$l_1 = h; \quad l_2 = l_0 \pm h \operatorname{ctg} \alpha ,$$

l_0 — длина квершлага разрабатываемого этажа или наибольшее расстояние ствола шахты от верхней границы поля, если находится время подготовки первого этажа. Знак плюс, когда с глубиной шахты квершлагаи увеличиваются, минус — когда они уменьшаются.

Подставив в уравнение (1) значение t_n , выраженное через l_{1-4} и v_{1-4} , получим:

$$h_m = k_0 V \left(\frac{h_m}{v_1} + \frac{l_0}{v_2} \pm \frac{h_m \operatorname{ctg} \alpha}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + \frac{h_m}{v_4 \sin \alpha} \right) .$$

Отсюда минимальная высота этажа

$$h_m = \frac{k_0 V \left(\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} \right)}{1 - k_0 V \left(\frac{1}{v_1} \pm \frac{\operatorname{ctg} \alpha}{v_2} + \frac{1}{v_4 \sin \alpha} \right)} . \quad (4)$$

Выразив в уравнении (4) величину V — годовое понижение уровня горных работ через A — годовую производительность шахты, получим:

$$h_m = \frac{\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3}}{\frac{k S \gamma}{k_0 A (1 - \rho)} - \left(\frac{1}{v_1} \pm \frac{\operatorname{ctg} \alpha}{v_2} + \frac{1}{v_4 \sin \alpha} \right)} . \quad (5)$$

Для наклонных шахт

$$l_1 = \frac{h}{\sin \alpha}; \quad l_2 = l_0.$$

Если шахта проводится по полезному ископаемому, то $l_2 = 0$.
Минимальная высота этажа

$$h_m = \frac{k_0 V \left(\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} \right)}{1 - \frac{k_0 V}{\sin \alpha} \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_4} \right)} \quad (6)$$

или

$$h_m = \frac{\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3}}{\frac{k S \gamma}{k_0 A (1-\rho)} - \frac{1}{\sin \alpha} \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_4} \right)} \quad (7)$$

Если наклонная шахта проводится по полезному ископаемому, то при определении минимальной высоты этажа необходимо в уравнении (6) или (7) исключить член $\frac{l_0}{v_2}$.

При нахождении h_m для фланговых шахт под величиной l_3 надо понимать полную длину фронта очистных работ в этаже или полную длину поля шахты, если выемка производится обратным ходом.

На практике, как отмечалось выше, высота шахтных этажей должна приниматься не меньше h_m . В противном случае предприятие не будет своевременно готовить новые этажи, так как они будут вырабатываться быстрее подготовки их.

Если по каким-либо причинам высота этажа должна быть принята меньше найденного h_m , то необходимо разработать особый порядок подготовки этажей, допускающий некоторые выработки проходить не последовательно, а параллельно.

В этом случае возможный срок подготовки этажа может быть найден из уравнений (1) и (2):

$$t_n = \frac{h}{k_0 V} = \frac{k S \gamma h}{k_0 A (1-\rho)} \quad (8)$$

Так же решается вопрос о возможном сроке подготовки этажей и в том случае, если при заданной высоте этажа требуется найти время, когда надо начинать подготовительные работы. Параллельная проходка подготовительных выработок имеет большое значение, так как она позволяет вести подготовку этажей более быстрыми темпами.

Необходимый резерв подготовленных запасов можно создавать и при более низких этажах, если одновременно готовить по два этажа [9]. В этом случае минимальная высота этажей

$$h_m = \frac{\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3}}{\frac{2k S \gamma}{k_0 A (1-\rho)} - \left(\frac{2}{v_1} \pm \frac{2 \operatorname{ctg} \alpha}{v_2} + \frac{1}{v_4 \sin \alpha} \right)} \quad (9)$$

или

$$h_m = \frac{\frac{l_0}{v_2} + \frac{l_3}{v_3}}{\frac{2kS\gamma}{k_0 A(1-\rho)} - \frac{1}{\sin \alpha} \left(\frac{2}{v_1} + \frac{1}{v_1} \right)}. \quad (10)$$

Уравнение (9)—при вскрытии вертикальными шахтами, уравнение (10)—наклонными.

Сравнивая уравнения (4—7) с уравнениями (9—10), нетрудно убедиться, что при прочих одинаковых условиях минимальная высота этажа, находящаяся по уравнениям (9—10), будет меньше, чем по соответствующим уравнениям (4—7).

Отсюда можно сделать вывод, что, применяя такой способ подготовки этажей (по два этажа одновременно), можно обеспечить высокую интенсивность разработки месторождений и при необходимости вести очистные работы более низкими этажами.

5. Определение оптимальной высоты этажей

При определении оптимальной высоты шахтных этажей помимо конструктивных особенностей самой системы разработки имеет большое значение устройство подготовительных этажных горизонтов. С этой точки зрения современные системы разработки можно разделить на три группы:

а) без оставления междуэтажных целиков у основных горизонтов (слоевое обрушение, подэтажное обрушение и другие);

б) с временным оставлением междуэтажных целиков (подэтажная выемка с горизонта штреков и орт, этажная выемка с отбойкой руды глубокими вертикальными скважинами, разработка с магазинированием руды, этажное обрушение и другие системы, применяемые главным образом при разработке мощных рудных залежей);

в) системы разработки, при которых выемку ископаемых можно вести с оставлением околострековых целиков и без целиков (сплошные системы разработки, столбовые системы разработки, применяемые преимущественно на тонких пластах, жилах и т. п.). Характер выемки (с целиками или без целиков около штреков) оказывает существенное влияние на выбор оптимальной высоты этажа. Если в первом случае высота этажей не влияет на полноту выемки ископаемого, то во втором случае последняя во многом зависит от размеров этажей. В связи с этим меняется и метод решения поставленной задачи.

А. Разработка без целиков околэтажных штреков

Для систем этой группы оптимальная высота этажа определяется в зависимости от удельных затрат [10—13]:

а) по проведению и оборудованию квершлагов, околосахтных дворов и приствольных камер;

б) проведению и оборудованию выработок подготовительного горизонта (основные и параллельные штреки, орты, скаты и другие выработки, необходимые для создания подготовительного горизонта);

в) подъему горной массы, водоотливу, доставке материалов в очистные выработки и передвижению забойных рабочих к месту работы;

г) поддержанию скатов, ходков и восстающих.

Помимо перечисленных выше факторов, на высоту этажа оказывают влияние также затраты по откатке горной массы на квершлагах, поддер-

жанию квершлагов и шахтных стволов. Однако эти затраты относительно малы и при определении высоты этажа могут не учитываться.

Пусть необходимо определить оптимальную высоту n -ого этажа (рис. 1). Тогда затраты, зависящие от его высоты, могут быть представлены в таком виде.

Проведение и оборудование квершлагов

Если h — высота проектируемого этажа; $l_{кв}$ — длина квершлага его $c'_{кв}$ — стоимость пог. м квершлага; α° — угол падения залежей; H_0 — глубина основного горизонта разрабатываемого этажа; V_1 — объем квершлага l_0 и

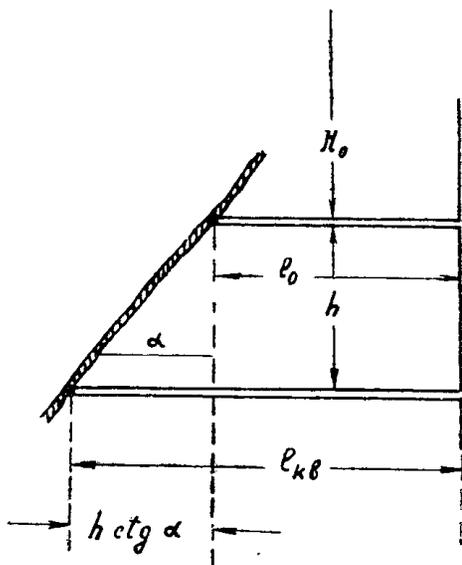


Рис. 1 Схема расположения этажей

c_1 — стоимость проходки квершлага, отнесенная к единице объема его, то затраты по проведению квершлага:

$$\begin{aligned} C_{кв} &= c'_{кв} l_{кв} = c'_{кв} (l_0 \pm h \operatorname{ctg} \alpha) = c'_{кв} l_0 \pm c'_{кв} h \operatorname{ctg} \alpha = \\ &= c_1 V_1 \pm c'_{кв} h \operatorname{ctg} \alpha. \end{aligned}$$

Полагая $\frac{k S \gamma h}{1-\rho} = qh$, найдем, что затраты по проведению квершлагов на одну тонну ископаемого составят

$$C_1 = \frac{c_1 V_1}{qh} \pm \frac{c'_{кв} \operatorname{ctg} \alpha}{q}.$$

Околоствольные дворы, камеры и выработки подготовительного горизонта

Положим, что V_2, V_3, V_4, \dots объемы выработок, проводимых по породе в пределах одного этажного горизонта (помимо квершлагов), c_2, c_3, c_4, \dots соответственно стоимости их за m^3 проходки, R_1, R_2, R_3, \dots объем выработок, проводимых по полезному ископаемому, и r_1, r_2, r_3, \dots стоимости их за m^3 (за исключением стоимости попутно добытой руды). Тогда удельные затраты по проведению этих выработок

$$C_2 = \frac{c_2 V_2 + c_3 V_3 + c_4 V_4 + \dots}{qh} +$$

$$+ \frac{r_1 R_1 + r_2 R_2 + r_3 R_3 + \dots}{qh}.$$

Подъем горной массы и водоотлив:

Затраты по подъему горной массы [14]

$$C_3 = k_n c_n (H_0 + h) = k_n \left(c'_n + \frac{c''_n}{H_0 + h} \right) (H_0 + h) =$$

$$= k_n c'_n (H_0 + h) + k_n c''_n,$$

k_n — коэффициент, учитывающий выход породы;
 c_n — полная стоимость подъема, руб/тм;
 c'_n — стоимость чистого подъема, руб/тм;
 $H_0 + h$ — высота подъема.

Затраты по водоотливу [14]

$$C_4 = \mu c_s (H_0 + h) = \mu \left(c'_s + \frac{c''_s}{H_0 + h} \right) (H_0 + h) =$$

$$= \mu c'_s (H_0 + h) + \mu c''_s,$$

μ — коэффициент водообильности;
 c_s — полная стоимость водоотлива, руб/тм;
 c'_s — стоимость „чистого водоотлива“ (по аналогии с подъемом).

Доставка рабочих и материалов в очистные выработки, поддержание скатов и восстающих

Затраты по доставке рабочих

При механизированной доставке рабочих в очистные выработки затраты на одну тонну ископаемого

$$C_5 = c_p \frac{h}{2},$$

где c_p — стоимость подъема и спуска рабочих по восстающим на высоту 1 м, отнесенная к одной тонне ископаемого;

$\frac{h}{2}$ — средняя высота подъема.

При пешем хождении рабочих эти затраты можно представить так. Пусть t — время, затрачиваемое рабочим на подъем и спуск при высоте подъема один метр, в минутах, T — продолжительность смены в часах, η — коэффициент, учитывающий время, отводимое на работу, в долях единицы (за исключением отдыха), p — производительность забойных рабочих в тоннах за смену, ω — коэффициент для определения средней высоты подъема—спуска, принимаемый равным 0,25 или 0,5 в зависимости от порядка движения рабочих [13] и c — средняя сменная зарплата забойных рабочих со всеми начислениями. Тогда затраты, связанные с пере-

движением рабочих, при пешем хождении на одну тонну ископаемого будут

$$C_5 = \frac{c \omega t h}{60 \eta p T} .$$

Приняв $\frac{c_p}{2} = \frac{c \omega t}{60 \eta p T} = \frac{\Delta_1}{2}$, получим общее выражение этих затрат

для обоих случаев

$$C_5 = \frac{\Delta_1 h}{2} .$$

Аналогично этому затраты по доставке крепежных и других материалов в очистные выработки будут

$$C_6 = \frac{\Delta_2 h}{2} .$$

Также по ремонту восстающих [13]

$$C_7 = \frac{\Delta_3 h}{2} .$$

Положив $\frac{\Delta_1}{2} + \frac{\Delta_2}{2} + \frac{\Delta_3}{2} = \frac{\Delta}{2}$, получим

$$C_5 + C_6 + C_7 = \frac{\Delta}{2} h .$$

Продифференцировав $\sum_{i=1}^{i=7} C_i$ по переменной h , приравняв первую производную нулю и решив полученное уравнение относительно той же переменной, найдем, что оптимальная высота этажа

$$h_0 = \sqrt{\frac{\sum c_i V_i + \sum r_i R_i}{q \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right)}} , \quad (11)$$

$\sum c_i V_i$ — стоимость этажных выработок, проводимых по породе;

$\sum r_i R_i$ — стоимость выработок этажного горизонта, проводимых по ископаемому (за исключением стоимости добываемого при этом полезного ископаемого).

Как отмечалось выше, при вычислении $\sum c_i V_i$ берется объем квершлага l_0 разрабатываемого этажа. При определении оптимальной высоты первого этажа — длина квершлага берется равной расстоянию вершины шахтного поля от ствола шахты. Если проводится нулевой квершлаг, то для первого этажа принимается его длина.

Б. Системы разработки с временным оставлением междуэтажных целиков

При выемке междуэтажных целиков, производимой во многих случаях без предварительной закладки камер, обычно возникают значительные потери полезных ископаемых. При этом общие потери ископаемых будут тем больше, чем толще делаются такие целики и чем чаще они оставляются. Толщина целиков в известной мере зависит от мощности залежей и от конструктивных особенностей применяемых систем разработки. Механизированная доставка ископаемых к скатам позволяет значительно сокращать размеры целиков. Однако полностью избежать их при целом ряде систем разработки пока не представляется возможным. Что же касается частоты оставления целиков, то это всецело зависит от высоты шахтных этажей. Высокая полнота извлечения подготовленных запасов в условиях нашего социалистического хозяйства имеет большое значение. Поэтому при определении оптимальных размеров шахтных этажей никак нельзя игнорировать этот фактор (полноту извлечения запасов).

Не учитывая пока отдельно подготовительных и нарезных выработок, общий коэффициент потерь полезных ископаемых при добыче можно представить в виде

$$k_1 = \frac{k'_1 V_k + k'_2 V_u}{V}, \quad (12)$$

V_k — объем камерных запасов, м^3 ;

V_u — объем междукамерных и междуэтажных целиков, включая объем подготовительных и нарезных выработок, м^3 ;

V — общий объем блока или выемочного участка, м^3 ;

k'_1 — коэффициент потерь ископаемого при выемке камерных запасов;

k'_2 — коэффициент потерь ископаемого при выемке целиков (с учетом полноты выемки из подготовительных и нарезных выработок).

Подставив в уравнение (12) соответствующие величины (рис. 2), получим

$$\begin{aligned} k_1 &= \frac{k'_1 m_0 (h-a)(L-c) + k'_2 m_0 a L + k'_2 m_0 c (h-a)}{m_0 h L} = \\ &= k'_1 + \frac{c}{L} (k'_2 - k'_1) + \frac{a}{h} \left(1 - \frac{c}{L}\right) (k'_2 - k'_1), \end{aligned}$$

где m_0 — горизонтальная мощность залежи полезного ископаемого.

$$\text{Положив } k'_1 + \frac{c}{L} (k'_2 - k'_1) = \lambda_1$$

и

$$a \left(1 - \frac{c}{L}\right) (k'_2 - k'_1) = \lambda,$$

получим

$$k_1 = \lambda_1 + \frac{\lambda}{h}. \quad (13)$$

Уравнение (13) показывает, что при данных системах разработки коэффициент потерь и потери полезных ископаемых с изменением высоты этажей изменяются по закону гиперболы и уменьшаются с увеличением высоты h .

Коэффициент извлечения ископаемых при добыче

$$k = 1 - k_1 = 1 - \left(\lambda_1 + \frac{\lambda}{h} \right) = 1 - \lambda_1 - \frac{\lambda}{h} = \lambda_0 - \frac{\lambda}{h} .$$

Как видно из последнего уравнения, с увеличением высоты этажей коэффициент извлечения ископаемых повышается.

Учтя сделанные выводы, извлекаемые запасы этажа можно представить

$$Q_3 = \frac{kS\gamma h}{(1-\rho)} = \frac{\left(\lambda_0 - \frac{\lambda}{h} \right) S\gamma h}{(1-\rho)} = q_1 (\lambda_0 h - \lambda) .$$

Тогда затраты на тонну ископаемого, зависящие от высоты этажа, будут:

а) Квершлаг

$$C_1 = \frac{c'_{кв} l_0}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} + \frac{c'_{кв} h \operatorname{ctg} \alpha}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} .$$

Поскольку второй член при крутом падении очень мал, то без достаточного ущерба для точности его можно исключить и принять

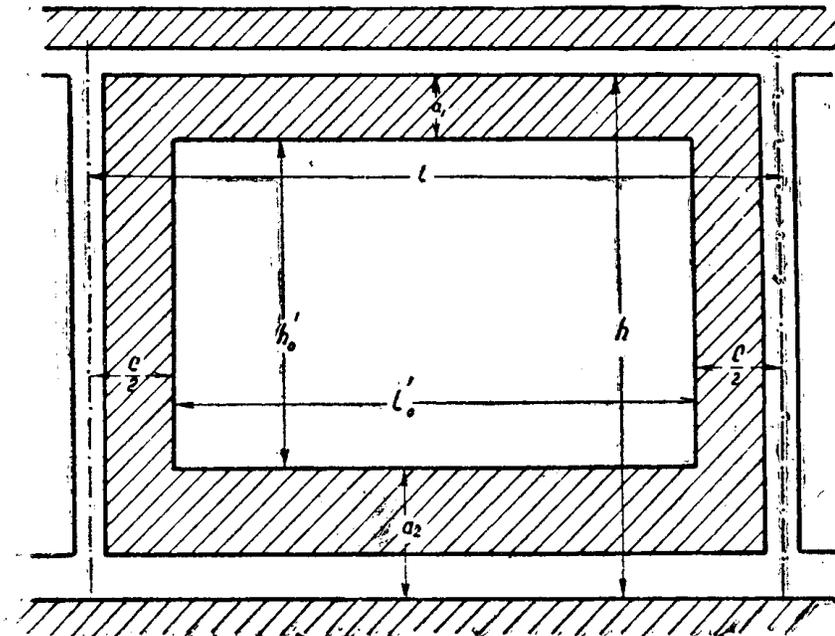


Рис. 2 Схема расположения целиков в блоке

$$C_1 = \frac{c'_{кв} l_0}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} = \frac{c_1 V_1}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} .$$

б) Околоствольные двory, камеры и выработки подготовительного горизонта

$$C_2 = \frac{c_2 V_2 + c_3 V_3 + \dots}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} + \frac{r_1 R_1 + r_2 R_2 + \dots}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)} .$$

в) Подъем горной массы и водоотлив. Подъем горной массы, как было показано выше

$$C_3 = k_n c'_n (H_0 + h) + k_n c''_n .$$

Водоотлив

$$C_4 = \mu c'_s (H_0 + h) + \mu c''_s.$$

г) Доставка рабочих и материалов в очистные выработки, поддерживание скатов и восстающих.

$$C_5 + C_6 + C_7 = \frac{\Delta}{2} h.$$

д) Снижение экономической эффективности разработки месторождения из-за потерь ископаемого в целиках

$$C_8 = d_0 k_1 = d_0 \left(\lambda_1 + \frac{\lambda}{h} \right).$$

d_0 — показатель рентабельности промышленного использования ископаемого [9].

е) Погашение общешахтных капитальных затрат

$$C_9 = \frac{K h}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda) H_1},$$

H_1 — высота шахтного поля или залежей месторождения.

Продифференцировав сумму затрат и приравняв первую производную нулю, получим уравнение

$$\begin{aligned} & - \frac{\lambda_0 \sum c_i V_i}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)^2} - \frac{\lambda_0 \sum r_i R_i}{q_1 (\lambda_0 h - \lambda)^2} - \frac{d_0 \lambda}{h^2} - \\ & - \frac{K \lambda}{q_1 H_1 (\lambda_0 h - \lambda)^2} + \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) = 0. \end{aligned}$$

После соответствующих преобразований это уравнение будет иметь вид:

$$\begin{aligned} & q_1 H_1 \lambda^2_0 \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) h^4_0 - 2 q_1 H_1 \lambda_0 \lambda \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \right. \\ & \left. + \frac{\Delta}{2} \right) h^3_0 + \left[q_1 H_1 \lambda^2 \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) - \right. \\ & \left. - \lambda_0 H_1 \sum c_i V_i - \lambda_0 H_1 \sum r_i R_i - q_1 H_1 \lambda^2_0 \lambda d_0 - K \lambda \right] h^2_0 + \\ & + 2 q_1 H_1 \lambda_0 \lambda^2 d_0 h_0 - q_1 H_1 \lambda^3 d_0 = 0. \end{aligned}$$

Положив

$$q_1 H_1 \lambda^2_0 \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) = A_1;$$

$$- 2 q_1 H_1 \lambda_0 \lambda \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) = A_2;$$

$$q_1 H_1 \lambda^2 \left(k_n c'_n + \mu c'_s + \frac{\Delta}{2} \right) - \lambda_0 H_1 \sum c_i V_i - \lambda_0 H_1 \sum r_i R_i -$$

$$- q_1 H_1 \lambda^2_0 \lambda d_0 - \lambda K = A_3;$$

$$2 q_1 H_1 \lambda_0 \lambda^2 d_0 = A_4 \quad \text{и}$$

$- q_1 H_1 \lambda^3 d_0 = A_5$, окончательно получим уравнение

$$A_1 h^4_0 + A_2 h^3_0 + A_3 h^2_0 + A_4 h_0 + A_5 = 0. \quad (14)$$

Это уравнение является более универсальным, по нему можно определять оптимальную высоту шахтных этажей для любой системы разработки. Приближенное решение его не составляет затруднений.

Если в первой стадии работы ведутся с закладкой, чтобы полнее вынимать целики, то при определении высоты этажа надо дополнительно учитывать удорожание работ при выемке околэтажной толщи.

После определения минимальной и оптимальной высоты этажей тщательно изучаются горногеологические условия разработки и окончательно выбирается высота этажа.

Основные положения настоящей работы докладывались автором на научной конференции кафедр ТПИ в январе 1952 года. В настоящее время автор ведет исследования, направленные на изучение постоянных величин, входящих в уравнения 11 и 14.

ЛИТЕРАТУРА

1. Сталин И. В. Речь на предвыборном собрании избирателей Сталинского избирательного округа г. Москвы, 9.2.1946.
2. Булганин Н. А. Доклад на торжественном заседании Московского Совета 6 ноября 1950 года, „Правда“, 7.11.1950.
3. Маленков Г. М. Отчетный доклад ЦК ВКП(б) XIX съезду партии 5.10.1952 г. „Правда“, 6.10.1952.
4. Директивы XIX съезда партии по пятому пятилетнему плану развития СССР на 1951—1955 гг., Госполитиздат, 1953.
5. Сталин И. В. Экономические проблемы социализма в СССР, „Большевик“ № 18, 1952.
6. Лидин Г. Д. К прогнозу метанообильности глубоких шахт Донбасса, „Уголь“, № 2, 1949.
7. Справочник по горнорудному делу, кн. 1, Metallurgizdat, 1952.
8. Агошков М. И. Определение производительности рудника, Metallurgizdat, 1948.
9. Городецкий П. И. Проектирование горнорудных предприятий, Metallurgizdat, 1949.
10. Баканов Г. Е. К вопросу о выборе наивыгоднейшей высоты рудничных этажей при разработке рудных месторождений небольшой мощности, „Горный журнал“, № 8, 1928.
11. Цимбаревич П. М. Высота этажа при разработке мощных пологих или крутопадающих рудных тел. „Горный журнал“, № 4, 1929.
12. Кузнецов И. А. Разработка рудных месторождений, т. I—Вскрытие месторождений, 1932.
13. Агошков М. И. Новый способ определения высоты этажа, „Советская золотопромышленность“, № 11, 1936.
14. Попов А. С. Технико-экономический анализ в горном искусстве, 1932.